
HARVARD
UNIVERSITY
LIBRARY





B. G. TEUBNERS HANDBÜCHER
FÜR HANDEL UND GEWERBE



OSKAR SIMMERSBACH

DIE EISENINDUSTRIE

BG

VERLAG VON B. G. TEUBNER IN LEIPZIG

TEUBNERS HANDBÜCHER FÜR HANDEL UND GEWERBE
HERAUSGEGEBEN VON
PRÄSIDENT DR. VAN DER BORGHT-BERLIN, PROF. DR. SCHUMACHER-BONN
UND REGIERUNGSRAT DR. STEGEMANN-BRAUNSCHWEIG

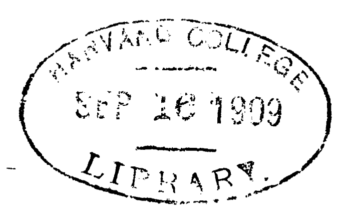
DIE EISENINDUSTRIE

VON

OSKAR SIMMERSBACH
HÜTTENINGENIEUR
HÜTTENDIREKTOR A. D. UND GESCHÄFTSFÜHRER DER GESELLSCHAFT FÜR
ERBAUUNG VON HÜTTENWERKSANLAGEN, G. M. B. H., IN DÜSSELDORF



1906
LEIPZIG UND BERLIN
DRUCK UND VERLAG VON B. G. TEUBNER


HARVARD COLLEGE
SEP 16 1909
LIBRARY

SEINER
LIEBEN FRAU

LUISE

IN DANKBARKEIT
GEWIDMET

Vorwort.

Wir besitzen in unserer heutigen eisenhüttenmännischen Literatur u. a. das „Ausführliche Handbuch der Eisenhüttenkunde“ von Geh. Bergrat Professor Dr. Wedding, die nicht minder ausführliche und wertvolle „Geschichte des Eisens“ von Dr. Beck, das klassische „Handbuch der Eisenhüttenkunde“ von Geh. Bergrat Professor Ledebur, den vorzüglichen „Grundriß der Eisenhüttenkunde“ von Wedding und die in allen Kultursprachen erschienene „Gemeinfaßliche Darstellung des Eisenhüttenwesens“, herausgegeben vom Verein deutscher Eisenhüttenleute, für Techniker und Laien genügend Lehrbücher; nur für den in der Eisenindustrie tätigen Kaufmann sowie für diejenigen Hüttenleute, welche die Leitung mehrerer Betriebe übernehmen, fehlt eine spezifische Abhandlung über die Eisenindustrie, welche den Einkauf der Rohmaterialien durch Klarlegung ihrer Bewertung erleichtert und die Anforderungen an die Erzeugnisse der einzelnen eisenhüttenmännischen Prozesse erörtert und zusammenfaßt, sowie ferner die wirtschaftliche Entwicklung der einzelnen Industriezweige und die Absatzgebiete vor Augen führt.

Diesen Bedürfnissen sollen die nachstehenden Ausführungen Rechnung tragen.

Düsseldorf, im Februar 1906.

Der Verfasser.

Benutzte Literatur.

A. Ledebur, Handbuch der Eisenhüttenkunde, Leipzig 1899.
„ „ Lehrbuch der mech.-metallurg. Technologie, Braunschweig 1905.
H. Haedicke, Die Technologie des Eisens, Leipzig 1900.
Beckert-Brovot, Metallurgische Technologie, Berlin 1900.
„Stahl und Eisen", Zeitschrift für das deutsche Eisenhüttenwesen.

Inhaltsverzeichnis.

Seite

Vorwort V

Kapitel I.
Begriff, Legierungen und Sorten des Eisens.

1. Einteilung des Eisens 1
2. Chemische Bestandteile des Eisens 3
3. Einfluß der chemischen Bestandteile 4

Kapitel II.
Roh- und Hilfsstoffe der Eisengewinnung.

I. Eisenerze:
 1. Arten:
  a) Roteisenstein 5
  b) Brauneisenstein 5
  c) Magneteisenstein. 6
  d) Eisenkarbonate 7
  e) Kiesabbrände und Eisenschlacken 8
 2. Röstung, Aufbereitung und Brikettierung der Eisenerze . 8
 3. Bewertung der Eisenerze:
  a) Reduzierbarkeit der Eisenerze 9
  b) Schmelzbarkeit der Eisenerze 14
  c) Verwendbarkeit im Hochofen 17
II. Manganerze 18
III. Zuschläge 19
IV. Brennstoffe:
 1. Chemische Zusammensetzung 20
 2. Bewertung des Koks:
  a) Einfluß der Festigkeit. . . 21
  b) Einfluß der Porösität . . . 23
  c) Einfluß des Aschengehaltes 24
  d) Einfluß des Feuchtigkeitsgehaltes. 26
  e) Einfluß des Schwefelgehaltes. 28
V. Feuerfeste Materialien 32
VI. Sandhaltige Materialien. . . . 33

Kapitel III.
Hochofenindustrie.

I. Hochofenbau und -Betrieb:
 1. Geschichtliches 34
 2. Hochofendimensionen 36
 3. Winderhitzung 39
 4. Begichtung 43
 5. Hochofenprozeß 44
II. Erzeugnisse des Hochofens:
 1. Roheisen:
  a) Allgemeine chemische Zusammensetzung 48
  b) Gießereiroheisen und Hämatit:
   aa) für Maschinenguß . . . 49
   bb) für Bauguß 51
   cc) für Röhrenguß 52
   dd) für feuerbeständigen Guß 53
   ee) für säurebeständigen Guß 54
   ff) für Hämatitguß 54
   gg) für Hartguß 55
   hh) für Temperguß 56
  c) Puddelroheisen 56
  d) Bessemerroheisen 57
  e) Thomasroheisen 58
  f) Martinroheisen 58
  g) Spiegeleisen, Ferromangan, Silicospiegel, Ferrosilizium. 59
  h) Andere Eisenlegierungen . 60
 2. Hochofenschlacke:
  a) Schlackensteinfabrikation . 60
  b) Zementfabrikation 61
 3. Gichtgase:
  a) Chemische Zusammensetzung 61
  b) Reinigung der Gase 63
  c) Verwertung der Gichtgase . 63

Seite

Kapitel IV.
Stahlwerksindustrie.

I. Schweißeisenindustrie:
1. Frischfeuerverfahren 64
2. Puddelverfahren 65
II. Flußeisenindustrie:
1. Bessemerverfahren 68
2. Thomasverfahren 71
3. Herdofenverfahren:
a) Ofenkonstruktion 72
b) Basisches Schrottschmelzverfahren 74
c) Roheisenerzverfahren . . 76
d) Bertrand-Thielprozeß . . 77
e) Talbotprozeß 78
f) Surcycki-Verfahren . . . 81
4. Tiegelschmelzverfahren . . 81

Kapitel V.
Walzwerksindustrie.

I. Schmieden 83
II. Walzwerkseinrichtungen . . . 85
III. Walzwerkserzeugnisse:
1. Halbfabrikate:
a) Blöcke, Brammen, Platinen 87
b) Knüppel 89
2. Fertigfabrikate:
a) Stabeisen:
aa) Quadrateisen 90
bb) Rundeisen 91
cc) Flacheisen 91
dd) Bandeisen 91
b) Formeisen:
aa) Winkeleisen 92
bb) ⅂-Eisen 93
cc) Träger- und T-Eisen 93
dd) U-Eisen 94
ee) Belageisen 94
ff) Quadranteisen . . . 94
gg) Wulsteisen 94
hh) Eisenbahnmaterial:
α) Schienen 95
β) Laschen, Schwellen, Unterlagsplatten . 96
c) Bleche:
aa) Grobbleche 97
bb) Feinbleche 99
cc) Panzerplatten 102
dd) Weißbleche 104
ee) Universaleisen . . . 105
d) Draht:
aa) gewöhnlicher Draht . 106
bb) gezogener Draht . . 108

Seite

e) Röhren:
aa) Mannesmannsches Schrägwalzverfahren 110
bb) Ehrhardtsches Verfahren. 111
cc) Geschweißte Rohre . . . 112

Kapitel VI.
Prüfung des schmiedbaren Eisens.

I. Schweißeisen:
1. Bauwerkeisen 116
2. Bleche. 117
3. Stabeisen 120
II. Flußeisen:
1. Eisenbahnmaterial:
a) Schienen 121
b) Schwellen 122
c) Radlenker 123
d) Kleineisenzeug. 124
e) Weichenplatten 125
f) Radreifen 126
g) Achsen 127
2. Bauwerkeisen 127
3. Bleche 129
4. Draht 134

Kapitel VII.
Gießereiindustrie.

I. Eisenguß:
1. Hochofenguß. 135
2. Kupolofenguß 137
3. Flammofenguß 143
4. Tiegelofenguß 145
5. Gießarbeit. 147
II. Stahlguß:
1. Tiegelstahlformguß 148
2. Martinstahlformguß. 149
3. Klein-Bessemerstahlformguß. 150
4. Stahlformgußerzeugnisse . . 152
5. Temperstahlguß 153

Kapitel VIII.
Prüfung von Gußeisen und Gußstahl.

I. Vorschriften für die Lieferung von Gußeisen:
1. Allgemeine Vorschriften. . . 154
2. Besondere Vorschriften:
a) Maschinenguß 155
b) Bau- und Säulenguß . . . 156
c) Röhrenguß 156
II. Vorschriften für die Lieferung von Stahlformguß 158

Seite

Kapitel IX.

Allgemeine Bedeutung der Eisenindustrie in volkswirtschaftlicher und technischer Hinsicht.

Roheisenerzeugung der Welt . . 159
Stahlerzeugung der Welt 162
Eisenerzförderung der Welt . . . 164
Steinkohlenförderung der Welt. . 165
Kokserzeugung der Welt 166
Eisenverbrauch auf den Kopf der Bevölkerung der Hauptländer . 167
Eisenbahnnetz der Welt. 168
Handelsschiffbau der Welt. . . . 171

Kapitel X.

Welthandel in Erzen.

1. Deckung des Eisenerzbedarfes:
Deutsches Zollgebiet:
Minette-Revier 172
Siegerland 175
Dill- und Lahnrevier 176
Rheinland-Westfalen 178
Oberschlesien. 181
Übriges Deutschland 182
Gesamt-Deutschland 183
Vereinigte Staaten von Amerika 185
Belgien 189
Frankreich 190
Großbritannien 191
Spanien 194
Portugal 196
Italien 196
Griechenland 196
Österreich-Ungarn 196
Rußland 197
Schweden 198
Norwegen 200
Algier 200
Tunis und Marokko. 201
Kanada 201
Brasilien. 202
2. Manganerze:
Deutschland 202
Manganerzförderung der Welt . 204

Kapitel XI.

Welthandel in Kohle und Koks.

1. Steinkohlenvorräte:
Deutschland:
Ruhrkohlenrevier 205
Aachener Revier 207
Saarbrücker Kohlenrevier . . 208

Seite

Oberschlesisches Steinkohlenbecken. 209
Niederschlesisches Steinkohlenbecken. 210
Zwickauer Kohlenbecken . . 210
Übrige deutsche Kohlenbezirke 211
Gesamt-Deutschland. 211
Großbritannien und Irland. . . 212
Frankreich 213
Belgien 213
Österreich-Ungarn 214
Rußland 215
Schweden, Spanien, Niederlande 216
Vereinigte Staaten von Amerika 217
Kanada 218
Übrige Länder 218
Zusammenfassung. 218
2. Deckung des Koksbedarfes:
Deutschland:
Ruhrrevier 220
Oberschlesien 223
Niederschlesien 224
Saarrevier 224
Bergrevier Aachen 226
Obernkirchen und Königreich Sachsen 227
Zusammenfassung. 227
Vereinigte Staaten von Amerika 229
Belgien 231
Frankreich 232
Großbritannien 233
Österreich-Ungarn 235
Rußland 236
Spanien 236
Schweden 237
Kanada 237

Kapitel XII.

Welthandel in Roheisen.

Deutsches Zollgebiet 237
Rheinland-Westfalen 238
Siegerland, Lahn- und Dillgebiet 241
Oberschlesien. 243
Pommern 245
Hannover und Braunschweig. . 246
Bayern, Württemberg, Thüringen 246
Saarrevier 246
Lothringen, Luxemburg 247
Deutschlands Roheisen-Ein- und Ausfuhr 249
Vereinigte Staaten von Amerika . 251
Kanada 254

Seite

Belgien 255
Frankreich 256
Großbritannien 257
Spanien 260
Italien 261
Österreich-Ungarn 261
Rußland 263
Schweden 264
Anhang: Preise für Speziallegierungen 265

Kapitel XIII.
Welthandel in Gußwaren.

Deutschland 265
Vereinigte Staaten von Amerika . 268
Kanada 269
Großbritannien 269
Frankreich 269
Belgien, Italien, Spanien 270
Österreich-Ungarn 270
Rußland 270
Schweden 271

Kapitel XIV.
Welthandel in schmiedbarem Eisen.

Deutschland:
Gesamtproduktion 271
Halbzeug 277
Schienen 279
Formeisen 280
Stabeisen 282
Eisendraht 283
Bleche 284
Röhren 286
Vereinigte Staaten von Amerika . 287
Belgien 291
Frankreich 294
Großbritannien 297
Spanien 302
Italien 302
Österreich-Ungarn 303
Schweden 305
Kanada 306

Kapitel XV.
Rechtliche Verhältnisse der Eisenhüttenarbeiter.

Deutschland:
Arbeiterschutz 307
Löhne 312
Andere Länder 314

Anhang: **Zölle.**

Deutschland 315
Rußland 316
Österreich-Ungarn 316
Belgien 317
Italien 318
Frankreich 319
Schweden 319
Spanien 320
Vereinigte Staaten von Amerika . 321
Kanada 322

Kapitel I.

Begriff, Legierungen und Sorten des Eisens.

Unter dem Eisen der Technik versteht man nicht das zur Klasse der Metalle gehörende Element Eisen, sondern eine Legierung*), d. h. eine Lösung von Metallen oder Nichtmetallen in Eisen. Chemisch reines Eisen läßt sich nur sehr schwierig herstellen und zeigt zugleich solche Weichheit und Geschmeidigkeit, daß es für technische Zwecke, abgesehen von der Galvanoplastik, nicht verwertbar ist.

Von den Körpern, welche mit dem Eisen in Verbindung treten, besitzt der Kohlenstoff die größte Wichtigkeit; er tritt in jeder Eisensorte in Höhe von 0,05—5,0 % auf und verleiht dem Eisen seine Haupteigenschaften, die Schmelzbarkeit oder Gießbarkeit und die Schmiedbarkeit. Infolgedessen benutzt man den Kohlenstoffgehalt auch als Grundlage für die Einteilung und Unterscheidung der einzelnen Eisensorten. Eisen mit 5,0—2,3 % Kohlenstoff ist gießbar und wird „Roheisen" genannt; Eisen mit 1,5 — 0,05 % Kohlenstoff ist schmiedbar und heißt „schmiedbares Eisen"; Eisen mit 2,3—1,5 % Kohlenstoff ist weder gut gießbar, noch gut schmiedbar und wird daher in der Technik nicht verwandt. Das schmiedbare Eisen läßt sich nicht direkt gewinnen, es wird vielmehr erst aus dem Roheisen durch Verringerung des Kohlenstoffgehaltes hergestellt. Je nachdem hierbei das benutzte Roheisen den teigigen oder den flüssigen Zustand durchläuft, teilt man das schmiedbare Eisen ein in „Schweißeisen" oder in „Flußeisen". Da ferner schmiedbares Eisen mit einem Kohlenstoffgehalt von 1,5 —0,6 % bei plötzlicher Abkühlung seine Härte nicht beibehält, sondern erhöht, so nennt man dieses höher gekohlte schmiedbare Eisen „Schweißstahl" bzw. „Flußstahl", wohingegen das mit nur 0,6—0,05 % Kohlenstoff „Schweißschmiedeeisen" bzw. „Flußschmiedeeisen" heißt oder auch einfach „Schweißeisen" bzw. „Flußeisen".

---

*) Vom ital. „lega" = Vereinigung.

Wir erhalten also nachstehenden Stammbaum:

Technisches Eisen

- **Roheisen**
  5 — 2,3 % C
  leicht schmelzbar, d. h. gießbar
  nicht schmiedbar, d. h. spröde
- **schmiedbares Eisen**
  1,5 — 0,05 % C
  nicht gießbar, aber schmiedbar
  - Schweißeisen
    aus teigigem Zustande gewonnen, schlackenhaltig
    - Schweißstahl
      1,5 — 0,6 % C
      härtbar
    - Schweißschmiedeeisen oder Schweißeisen
      0,6 — 0,05 % C
      nicht härtbar
  - Flußeisen
    aus flüssigem Zustande gewonnen, schlackenrein
    - Flußstahl
      1,5 — 0,6 % C
      härtbar
    - Flußschmiedeeisen oder Flußeisen
      0,6 — 0,05 % C
      nicht härtbar

Roheisen in flüssigem Zustande enthält den Kohlenstoff in inniger Verbindung mit dem Eisen; man bezeichnet diese Kohlenstoffform als „Härtungskohle“. Die Härtungskohle verändert sich nicht, wenn das Roheisen schnell zum Erstarren kommt; das Roheisen wird in diesem Falle weiß und heißt „weißes“ Roheisen. Bei langsamem Erstarren des Roheisens scheidet sich ein Teil der Härtungskohle kristallisiert als „Graphit“ aus, der in Form kleiner Schuppen oder Blättchen sich mechanisch mit dem Eisen vermengt und dem Roheisen eine graue Farbe verleiht, daher der Name „graues“ Roheisen. Die Übergänge zwischen dem weißen und dem grauen Roheisen nennt man, je nachdem die weiße oder die graue Farbe vorherrscht, „starkhalbiertes“ oder „schwachhalbiertes“ Roheisen.

Schmiedbares Eisen, zur Weißglut erhitzt, weist nur Härtungskohle auf; in festem Zustande erscheinen andere Kohlenstoffabarten, Graphit entsteht indes weder beim Schmiedeeisen noch beim Stahl. Bei Schmiedeeisen, d. h. bei langsamer Abkühlung des schmiedbaren Eisens, verbindet sich in einer Temperaturhöhe von 680° ein Teil der Härtungskohle mit dem Eisen als Karbid (Fe_3C) und wird „Karbidkohle“ genannt. Beim Stahl, d. h. bei schneller Abkühlung, findet keine Karbidausseigerung statt; wird aber plötzlich abgekühlter Stahl, wie auch weißes Roheisen, d. h. also Eisen mit viel Härtungskohle, wieder geglüht, so erfolgt eine Umwandlung eines Teiles der Härtungskohle in „Temperkohle“, welche dem Graphit im Verhalten gegen Säuren gleicht, nicht jedoch im Aussehen, weil sie sich nicht kristallisiert, sondern amorph ausscheidet.

Die engen Beziehungen des Kohlenstoffgehaltes zu den Haupteigenschaften des Eisens gehen aus den nachstehenden Tabellen über Schmelzbarkeit, Zerreißfestigkeit und spezifisches Gewicht des Eisens hervor:

Schmelzbarkeit des Eisens.

Graues Roheisen mit	4,00 % C = 1180°
Weißes Roheisen mit	3,00 % C = 1230°
Stahl mit	1,50 % C = 1340°
	1,25 % C = 1365°
	1,00 % C = 1400°
	0,75 % C = 1450°
Schmiedeeisen mit	0,50 % C = 1470°
	0,10 % C = 1500°

Zerreißfestigkeit des Eisens.

Roheisen	= 12 kg/qmm
Schweißeisen	= 33 kg
Flußeisen	= 46 kg
Schweißstahl	= 50 kg
Flußstahl	= 60 kg

Spezifisches Gewicht des Eisens.

Dunkelgraues Roheisen	= 7,05
Hellgraues Roheisen	= 7,20
Weißes Roheisen	= 7,60
Flußstahl	= 7,80
Schweißstahl	= 7,90
Schmiedeeisen (Draht)	= 8,00

Als weitere Legierungskörper des Eisens treten neben dem Kohlenstoff insbesondere Silizium, Mangan und Phosphor auf.

Silizium fehlt im Roheisen nie; graues Roheisen enthält 1—5 % Silizium, meistens 2 %; der Gehalt kann jedoch bis über 10 % steigen; man bezeichnet eine solche Legierung dann als „Ferrosilizium“. Weißes Roheisen hat unter 1 % Si; im Stahl sind etwa 0,5 % Si vorhanden und im Schmiedeeisen noch weniger bis zu Spuren.

Mangan fehlt sehr selten im Roheisen. Beim grauen Roheisen wechselt der Mangangehalt zwischen Spuren und 2 %, beim gewöhnlichen Weißeisen ebenfalls; bei höherem Gehalt als 2 % wird das bisher körnige Gefüge des Weißeisens strahlig und heißt dann „Weißstrahl“, das bei über 8 % in spiegelige Flächen übergeht. Eisen mit 10 % Mangan nennt man „gewöhnliches Spiegeleisen“ und solches mit 20 % Mangan „hochmanganhaltiges Spiegeleisen“. Stellt sich beim Spiegeleisen gleichzeitig der Siliziumgehalt hoch, über 10 %, so bezeichnet man das Erzeugnis als „Silicospiegel“. Bis zu einem Mangangehalt von 25 % ist das Spiegeleisen magnetisch, darüber hinaus verliert sich diese Eigenschaft des Eisens, man nennt dann die Legierung, welche bis 80 % Mangan enthalten kann, „Ferromangan“. Im schmiedbaren Eisen wechselt der Mangangehalt sehr; Schmiedeeisen weist meist weniger als 2 % auf, Stahl dagegen enthält im Manganstahl 7 und mehr Prozent Mangan.

Phosphor findet sich fast immer im Roheisen, und zwar von 0,05 bis über 3 %; im schmiedbaren Eisen fehlt der Phosphor zwar auch selten, aber sein Gehalt beträgt weniger, beim Schweißeisen unter 0,2 % und beim Flußeisen unter 0,1 %.

Schwefel wird nicht minder in jedem Eisen angetroffen, wenn auch nur in geringen Mengen. Graues Roheisen enthält unter 0,1 %, weißes unter 0,15 % Schwefel. Bei Schweiß- und Flußeisen stellt sich der prozentuale Schwefelgehalt auf wenige Hundertstel.

Kupfer kommt ebenfalls ziemlich regelmäßig im Eisen vor, im grauen Roheisen unter 0,1 % und im weißen, sowie im schmiedbaren Eisen unter 0,3 %.

Von den übrigen Begleitern des Eisens läßt sich Arsen in Spuren fast in jedem Eisen nachweisen; graues Roheisen hat mehr — aber unter 0,1 % — als weißes, und Flußeisen mehr als Schweißeisen. Titan und Chrom sind in grauem Roheisen nur in Spuren nachweisbar, in weißem Roheisen finden sich höhere Gehalte, in schmiedbarem Eisen hinwieder nur Spuren. Für besondere Zwecke wird dem Stahl Chrom bis zu 9 % zugesetzt, ebenso wie Nickel bis 5 % und Wolfram bis 9 %.

Die nachstehende Tabelle bringt eine allgemeine Übersicht über den Einfluß der genannten Bestandteile des Eisens auf seine Schmelzbarkeit, Festigkeit und Schweißbarkeit.

Einfluß der chemischen Bestandteile des Eisens auf seine Schmelzbarkeit, Festigkeit und Schweißbarkeit.

Bestandteil	Schmelzbarkeit	Festigkeit	Schweißbarkeit
Kohlenstoff	vermindert	vermindert	vermindert
Silizium	vermindert	erhöht	vermindert
Mangan	erhöht	erhöht	vermindert
Phosphor	vermindert	vermindert	erhöht
Schwefel	erhöht	vermindert	vermindert
Kupfer	erhöht	vermindert	vermindert
Arsen	vermindert	vermindert	vermindert
Titan	erhöht	erhöht	erhöht
Chrom	erhöht	erhöht	erhöht
Nickel	erhöht	erhöht	vermindert
Wolfram	erhöht	erhöht	erhöht

Kapitel II.

Roh- und Hilfsstoffe der Eisengewinnung.

I. Eisenerze.

Zur gewerblichen Darstellung des Eisens dienen die natürlichen Verbindungen des Eisens mit Sauerstoff, die Eisenerze, von denen in der Natur nachstehende vorkommen:

1) Eisenoxyd, Fe_2O_3 (Roteisenstein mit max. 70 % Fe),

2) Eisenhydroxyd, $Fe_4H_6O_9$ (Brauneisenstein mit max. 60 % Fe),

3) Eisenoxyduloxyd, Fe_3O_4 (Magneteisenstein mit max. 72,4 % Fe),

4) Eisenkarbonat, $FeCO_3$ (Spat-, Ton- und Kohleneisenstein mit max. 48,2 % Fe).

Selten findet man diese Verbindungen in reinem Zustande, da stets einige Bergarten oder Verunreinigungen im Eisenerz enthalten sind; infolgedessen beträgt der Eisengehalt selbst der besten Magneteisensteine kaum mehr als 68 %. Unter Bergarten versteht man nichteisenhaltige Beimengungen aus Kieselsäure, Tonerde, Kalk und Magnesia, wie Quarz, Mergel, Sand, Ton, Kalkspat, Dolomit; zu den Verunreinigungen gehören phosphorhaltige Stoffe, wie Apatit, Vivianit, schwefelhaltige, wie Schwefel- und Magnetkies, sowie kupfer-, arsen-, blei- und zinkhaltige Stoffe.

1. Die Roteisensteine werden nach ihrem Aussehen eingeteilt in Eisenglanz mit rhomboedrischen Kristallen und schwarzgrauer Farbe (bei schuppigen Kristallen auch Eisenglimmer oder Eisenrahm genannt), in nieren- und traubenförmigen Glaskopf oder Hämatit mit fasrig-strahligem Gefüge, in dichten Roteisenstein (derb), in gewöhnliches Roteisenerz (erdig oder mulmig) und in oolithisches Roteisenerz (körnig). Sämtliche Arten kennzeichnen sich dadurch, daß sie beim Streichen über weißen Untergrund einen roten Strich hervorrufen.

Eisenglanz und Glaskopf zeichnen sich im allgemeinen durch Phosphorreinheit aus, der gewöhnliche Roteisenstein enthält geringen und der oolithische meist mittleren Phosphorgehalt.

Deutschlands bedeutendstes Roteisensteinvorkommen liegt im Lahngebiet (Wetzlar, Dillenburg, Weilburg, Diez), ferner finden sich solche von geringerer Größe im Sauerland (Bredelar), Harz (Elbingerode), Thüringerwald (Schmiedefeld), im Erzgebirge und in der Eifel.

Roteisenstein-Analysen.

	Deutschland		Italien	Spanien	Südrußland	Nordafrika		Kanada
	Dillenburg	Elbingerode	Elba	Bilbao	Krivoi Rog	Mocta	Tafna	Wabana
Eisen	53,20	31,38	61,18	54,58	64,42	53,63	57,58	54,86
Mangan	0,35	0,19	0,31	1,05	0,19	2,14	1,51	0,27
Phosphor	0,40	0,09	0,023	0,023	0,021	0,016	0,028	1,22
Kieselsäure	18,25	0,87	5,97	12,03	3,73	11,48	4,47	8,83
Tonerde	1,98	0,06	—	2,83	1,09	1,71	2,11	2,54
Kalk	—	29,95	—	1,95	2,40	—	3,02	2,50
Magnesia	—	0,35	—	0,43	0,63	0,50	0,52	0,38

2. Die Brauneisensteine kommen vor als brauner Glaskopf (nieren- oder traubenförmig), als Brauneisenstein (dicht), als Rasenerz (ockrig) und als oolithischer Brauneisenstein (körnig). Sämtliche Brauneisensteine sind kenntlich am braunen Strich.

Häufig treten die Brauneisensteine zusammen mit Spateisensteinen auf, aus denen sie sich durch Zersetzung bilden, und enthalten dann viel Mangan, oder zusammen mit Toneisensteinen, aus deren Umwandlung sie ebenfalls hervorgehen, und zeigen dann einen hohen Tongehalt. Der Glaskopf ist phosphorarm, der gewöhnliche Brauneisenstein hat geringen oder mittleren Phosphorgehalt, während Rasenerze und der oolithische Brauneisenstein stets einen hohen Phosphorgehalt aufweisen; mulmige Brauneisensteine enthalten häufig Zink (Oberschlesien) oder Arsen (Kertsch).

Deutschlands Brauneisensteinlager finden sich im Lahngebiet, im Siegerland, bei Osnabrück, am Teutoburger Wald, am Harz (Harzburg, Ilsede), in Thüringen, Württemberg (Wasseralfingen), Bayern (Amberg) und vor allem in Lothringen.

Brauneisenstein-Analysen.

	Deutschland					Belgien	Spanien		
	Lahngebiet	Harzburg	Oberschlesien	Lothringen Minette, graue	Lothringen Minette, rote	Rasenerz	Bilbao, Rubio	Santander	Carthagena
Eisen	40,37	37,21	25,50	39,50	36,30	49,31	52,32	56,80	49,26
Mangan	0,76	0,23	1,27	0,48	0,62	0,37	0,96	0,98	0,76
Phosphor	0,40	0,59	0,13	0,78	0,75	1,17	0,014	0,041	0,048
Kieselsäure	12,96	8,83	13,31	9,25	7,20	4,38	10,66	4,31	11,50
Tonerde	4,37	6,12	7,95	2,90	3,20	2,25	2,07	3,83	2,40
Kalk	3,72	7,68	1,08	12,80	15,10	0,40	1,48	0,30	1,03
Magnesia	—	1,30	0,59	0,45	0,38	0,12	0,64	0,72	0,68

3. Die Magneteisensteine kommen kristallisiert, körnig kristallinisch, dicht, sowie als Magneteisensand vor und sind kenntlich am schwarzen Strich. Der Phosphorgehalt steigt von einem Hundertstel-Prozent bis auf mehrere Prozente. In Deutschland gibt es nur untergeordnet Magneteisensteinvorkommen: Schlesien (Schmiedeberg), Erzgebirge (Berggießhübel), Thüringen (Schmiedefeld) und im Siegerland.

Magneteisenstein-Analysen.

	Deutschland	Schweden				
	Berggießhübel	Grängesberg	Gellivara B.	Gellivara D.	Kirunavara	Luossavara
Eisen	55,67	62,14	67,18	63,51	68,80	69,23
Mangan	0,11	0,14	0,15	0,20	0,20	0,20
Phosphor	0,13	1,19	0,06	1,02	0,004	0,037
Kieselsäure	32,66	3,62	2,32	3,67	1,95	1,85
Tonerde	0,13	3,56	1,28	2,16	0,89	0,56
Kalk	0,48	3,72	0,78	0,81	0,80	0,30
Magnesia	0,28	1,53	0,84	0,94	0,51	0,32

4. Die Eisenkarbonate werden in kristallinischem Zustande Spateisensteine genannt; sie sehen unzersetzt und frisch gefördert gelblichweiß aus und erhalten geröstet eine braune bis blauschwarze Farbe. Der Eisengehalt der Spateisensteine entspricht nicht dem des reinen Eisenkarbonats, weil ein Teil desselben stets durch Mangankarbonat oder Kalk- bzw. Magnesiumkarbonat ersetzt ist.

In dichtem, feinkörnigem Zustande heißt das Eisenkarbonat Toneisenstein oder Sphärosiderit; er ist dann innig mit Ton vermengt und hat eine graubraune Farbe. Toneisensteine aus dem Steinkohlengebirge sehen infolge ihres hohen Kohlegehaltes vielfach schwarz aus, man bezeichnet sie daher als Kohleneisensteine.

Die Spateisensteine sind meist phosphorarm, während der Phosphorgehalt der Toneisensteine einige Zehntelprozent und der der Kohleneisensteine meist über $^1/_2$ Prozent beträgt.

Deutschlands Spateisensteinvorkommen befinden sich vor allem im Siegerland, demnächst im Harz, in Thüringen, bei Osnabrück und im sächsischen Vogtlande; Toneisensteine werden in Oberschlesien, Niederschlesien, im Wesergebirge und in Westfalen gewonnen; Kohleneisensteine in Niederschlesien (Waldenburg) und Westfalen (Hörde).

Eisenkarbonat-Analysen:

	Spateisensteine				Toneisensteine		Kohleneisensteine	
	Deutschland		Österreich,	Spanien,	Deutschland		Deutschland,	
	Thüringen,	Siegerland,	Innerberg,	Bilbao,	Westfalen, Porta	Rheinland, Euskirchen	Westfalen,	
	Rohspat	Rostspat	Rostspat	Rostspat			roh	geröstet
Eisen	33,70	48,10	45,34	57,95	28,71	25,10	21,21	47,66
Mangan	5,10	8,35	2,82	1,03	0,42	4,70	0,57	1,12
Phosphor	0,01	0,01	0,06	0,008	0,40	0,01	0,58	1,57
Kieselsäure	1,68	8,60	12,33	9,52	13,56	10,13	4,98	9,75
Tonerde	1,32	2,01	1,95	2,34	6,93	4,40	1,64	3,26
Kalk	4,51	0,45	6,65	1,14	8,03	9,72	2,87	6,39
Magnesia	3,61	0,56	1,59	3,09	3,52	3,65	1,27	2,84

Außer den vorstehend beschriebenen Eisenerzsorten werden zwecks Eisendarstellung auch noch Kiesabbrände, eisenhaltige Schlacken und natürliche Eisensilikate verhüttet. Kiesabbrände (Purple ore) sind die bei der Verarbeitung von Schwefel- und Kupferkies hinterbleibenden Rückstände, welche aus Eisenoxyd bestehen und sich durch Phosphorreinheit auszeichnen, andererseits aber mehr oder minder schwefel- bzw. kupferreich sind, sowie vielfach Arsen und Zink enthalten. Zu den eisenreichen Schlacken gehören vor allem die Schweißschlacken, welche phosphorarm sind, und die Puddelschlacken, welche phosphorreich sind. Zu den natürlichen Eisensilikaten rechnen die eisenhaltigen Quarzite, welche aber wegen ihrer schwierigen Reduzierbarkeit nur ungern verhüttet werden.

Analysen von Kiesabbränden, Eisenschlacken und Quarziten.

	Deutschland					Südrußland
	Kiesabbrand	Purple ore	Schweißschlacke		Puddelschlacke	Quarzit
			Westfalen	Oberschlesien	Westfalen	
Eisen	54,08	67,01	49,87	48,69	55,32	46,54
Mangan	0,12	0,01	0,69	0,76	0,51	0,16
Phosphor	0,02	0,01	0,021	0,026	3,52	0,03
Kieselsäure ..	3,89	1,02	29,24	29,26	10,21	26,00
Tonerde	2,19	0,57	1,06	0,53	0,70	3,28
Kalk	0,37	0,18	1,46	2,16	0,21	2,67
Magnesia	0,08	0,02	0,81	0,77	—	1,39

Nicht alle Eisenerze lassen sich ohne weiteres verhütten, gar manche bedürfen zunächst einer Vorbereitung durch Rösten, ehe sie im Hochofen zweckmäßig Verwendung finden können. Unter Rösten versteht man ein Erhitzen bis zu einer Temperatur, welche unterhalb des Schmelzpunktes liegt. Man sucht durch das Rösten insbesondere den Wasser- und Kohlensäuregehalt der Erze auszutreiben und diese poröser zu machen, wodurch sich der Hochofenprozeß regelmäßiger und günstiger gestaltet, sowie gleichzeitig eine mehr oder minder erhebliche Koksersparnis erfolgt.

In einzelnen Fällen erstrebt man ferner im Röstofen eine Verbesserung der chemischen Zusammensetzung des Erzes durch Entfernung schädlicher Verunreinigungen, wie Schwefel und Arsen, die bei ihrem Übergange in das Eisen dieses verschlechtern und unbrauchbar machen würden.

Sind Bergarten oder Verunreinigungen in großer Menge vorhanden, so scheidet man sie auch mechanisch von den eisenhaltigen Teilen ab, sei es durch Waschen in Waschtrommeln, wobei sich die eisenhaltigen Bestandteile infolge ihres höheren spezifischen Gewichtes zu unterst abscheiden, oder durch magnetische Aufbereitung, wobei die magnetischen Eisenverbindungen von den unmagnetischen Gangarten durch die Anziehung der Pole eines Magneten getrennt werden. Ersteres geschieht vorwiegend bei oolithischen Eisenerzen, welche mit Ton oder Kalk verbunden sind, letzteres bei Spateisensteinen in Verbindung mit Zinkblende und bei Magneteisensteinen in Verbindung mit Apatit.

Magnetisch aufbereitete Eisenerze sind nicht mehr stückig, sondern fein, weil sonst eine magnetische Extraktion nicht angängig wäre, sie werden daher vielfach — wie auch natürliche feine Eisenerze — brikettiert. Dies geschieht unter Zusatz von Bindemitteln, z. B. von oberschlesischen Brauneisenerzen, welche sich fest mit anderen Erzen vereinigen lassen*), oder von Hochofenschlacke, welche zuvor

*) Verfahren von Kleist, Oberlagiewnick O.-S.

mit gespanntem Wasserdampf aufgeschlossen und dadurch in ein zementartig abbindendes Pulver verwandelt wird; nach dem Pressen werden die Erzziegel nochmals der Einwirkung gespannten Wasserdampfes ausgesetzt, um nach etwa 10 Stunden gebrauchsfähig zu sein*).

Bei der Bewertung der Eisenerze kommen verschiedene Faktoren in Betracht, und zwar handelt es sich vor allem um den Koksverbrauch, den die Erze beim Verhütten im Hochofen benötigen. Die Höhe des Koksverbrauchs hängt in erster Linie von der Reduzierbarkeit der Erze ab. Unter Reduzierbarkeit der Eisensteine versteht man ihre Fähigkeit, sich unter Einwirkung von Kohlenoxyd oder festem Kohlenstoff zu zersetzen und unter Bildung von Kohlensäure bzw. Kohlenoxyd metallisches Eisen abzuscheiden nach den Gleichungen:

$$Fe_2O_3 + 3CO = Fe_2 + 3CO_2$$

$$FeO + CO = Fe + CO_2$$

oder

$$FeO + C = Fe + CO.$$

Je mehr festen Kohlenstoff ein Erz zur Reduktion braucht, desto schwerer reduzierbar ist es; je mehr es aber der Zersetzung durch Kohlenoxyd unterliegt, für desto leichter reduzierbar gilt es. Die direkte Reduktion durch festen Kohlenstoff erfordert theoretisch einen fünfmal so hohen Wärmeverbrauch als die indirekte Reduktion mittels Kohlenoxyds, wie folgende Rechnung des näheren ergibt:

$$\text{I.}\quad FeO + CO = Fe + CO_2,$$

d. h. unter Berücksichtigung der Atomgewichte und das Kilogramm als Gewichtseinheit angenommen:

$$(56\text{ kg Fe} + 16\text{ kg O}) + 28\text{ kg CO} = 56\text{ kg Fe} + 44\text{ kg } CO_2;$$

da 1 kg Fe zur Reduktion aus FeO 1350 W.E. erfordert und 1 kg C bei Verbrennung zu CO 2400 W.E. liefert, so haben wir nachstehende Wärmebilanz:

Wärmeverbrauch = 56 · 1350 W.E. = 75 600 W.E.
Wärmeeinnahme = 28 · 2400 W.E. = 65 200 W.E.

Reinverbrauch zur Reduktion .... = 8 400 W.E.

$$\text{II.}\quad FeO + C = Fe + CO,$$

d. h. unter denselben Verhältnissen wie bei I:

$$(56\text{ kg Fe} + 16\text{ kg O}) + 12\text{ kg C} = 56\text{ kg Fe} + 28\text{ kg CO};$$

da 1 kg C 2470 W.E. bei Verbrennung zu CO entwickelt, so stellt sich die Wärmebilanz wie folgt:

*) Verfahren von Scoria-Gesellschaft, Dortmund.

Wärmeverbrauch = 56 · 1350 W.E. = 75 600 W.E.
Wärmeeinnahme = 12 · 2470 W.E. = 29 640 W.E.

Reinverbrauch zur Reduktion .... = 45 960 W.E.

Dieses unterschiedliche Verhältnis zwischen der direkten und indirekten Reduktion bleibt ähnlich, wenn man die höheren Oxydationsstufen des Eisens in Rechnung zieht und als Wärmeverbrauch zur Reduktion von 1 kg Fe aus Fe_2O_3 1800 W.E. und aus Fe_3O_4 1650 W.E. einsetzt. Da aber die indirekte Reduktion praktisch nur bei einem Überschuß des Kohlenoxyds vor sich gehen kann, weil die sich bei dem Reduktionsvorgange bildende Kohlensäure zur Verminderung ihres oxydierenden Einflusses auf metallisches Eisen entsprechend verdünnt werden muß, so ändert sich in der Praxis das Wärmeverbrauchsbild wesentlich; immerhin aber bleibt die Reduktion durch Kohlenoxyd noch vorteilhafter und billiger als die Reduktion durch feste Kohle. Die leichtreduzierbaren Erze kommen daher im Hochofen mit einem geringeren Kokssatze aus als die schwerreduzierbaren.

Was insbesondere den Reduktionsgrad der Eisenerze anbelangt, so wird das sauerstoffreichste Fe_2O_3 erst in das sauerstoffärmere Fe_3O_4 und dieses in Fe_6O_7 bzw. FeO übergeführt; nach Osann werden zur Reduktion von 1 kg Fe aus Fe_2O_3 bei 6—800° Windtemperatur 0,56—0,52 kg C unter Verbrennung zu CO gebraucht und von 1 kg Fe aus FeO unter gleichen Bedingungen 0,42—0,39 kg C. Keineswegs sind aber die höheren Oxydationsstufen des Eisens an und für sich schwerer reduzierbar als die niedrigeren, weil die höhere Oxydationsstufe des Eisens leichter eine bestimmte Menge Sauerstoff abgibt als die niedere und dadurch zugleich poröser d. h. empfänglicher für weitere Reduktion wird; ferner üben hierbei die chemischen Verbindungen der Eisenoxyde und die Beschaffenheit der Erze nachhaltige und verschiedenartige Einwirkungen aus.

Die Verbindung des Eisenoxyds mit Wasser, das Eisenhydroxyd $Fe_4H_6O_9$ des Brauneisensteins, erleichtert die Reduktion, indem das Wasser schon bei geringer Temperatur kurz unter der Gicht entweicht und das zurückbleibende Eisenoxyd dabei an Porosität gewinnt; infolge dessen vermag das Kohlenoxyd das Erz teilweise zu durchdringen und nicht nur an der Oberfläche, sondern auch gleichzeitig im Innern seine Reduktionskraft auszuüben.

Schwieriger gestaltet sich der Reduktionsvorgang bei der Verbindung des Eisenoxyduls mit Kohlensäure, dem Eisenkarbonat $FeCO_3$ der Spat-, Ton- und Kohleneisensteine. Zwar erfolgt auch hier durch die Austreibung der Kohlensäure eine Auflockerung des Erzrückstandes, welche die Einwirkung des Reduktionsgases wesentlich erleichtert; da aber die Zerlegung des Eisenkarbonats erst bei ca. 800° beginnt, d. h. bei einer Temperatur, bei der die Reduktion

der Erze schon in vollem Gange sein müßte, so steht dem Eisenkarbonat zur Reduktion mittels Kohlenoxyds eine kürzere Zeit zur Verfügung, so daß die Reduktion mehr oder weniger durch festen Kohlenstoff weitergeführt und abgeschlossen werden muß.

Gänzlich ausgeschlossen von der Reduktion durch Kohlenoxyd, also am schwersten reduzierbar, sind die Verbindungen des Eisenoxyds mit Kieselsäure; die zur Reduktion nötige Zerlegung des Eisensilikats gelingt nur durch die bei Weißglut erfolgende Einwirkung des festen Kohlenstoffs, wobei dann das unreduzierte Fe aus der Schlacke durch den festen Kohlenstoff reduziert wird. Bei Erzen, welche im Gegensatz zu den Eisenschlacken der Puddel- und Schweißöfen die Bestandteile der Silikate nicht als fertig schmelzbare Verbindungen, sondern als selbständige Körper enthalten, spielt die mineralogische Beschaffenheit der einzelnen Erze außerordentlich mit. Im Eisenerz fein verteilter Quarz ermöglicht infolge der innigen Vermischung mit dem Eisengehalte eine schnellere Vereinigung und Sinterung von Eisensilikaten, als dies bei chemisch gleich zusammengesetzten Erzen der Fall ist, welche aber mit groben Quarzstücken, die wenig Berührung mit den eisenhaltigen Bestandteilen besitzen, durchsetzt sind; diese Eisenerze erfordern daher eine länger fortgesetzte gegenseitige Einwirkung zur Bildung des Eisensilikats und bleiben länger den reduzierenden Einflüssen des Kohlenoxyds ausgesetzt als die mit fein verteiltem Quarz durchwachsenen Erze, sind infolge dessen auch leichter reduzierbar als jene.

Von den chemischen Bestandteilen der Eisenerze wirken nur noch Kalk und Magnesia auf die Reduzierbarkeit ein, und zwar in förderndem Sinne; Kalk insbesondere erschwert bei seiner Verwandtschaft zur Kieselsäure die Bildung von Eisensilikaten und zeigt zugleich die Neigung, die Erzstücke zu durchdringen und aufzuschwellen, so daß sie poröser werden und dadurch die Reduktion mittels Kohlenoxyds erleichtern.

In hohem Grade wird des weiteren die Reduktionsfähigkeit durch das Gefüge der Erze beeinflußt. Je größere Härte und Dichtigkeit ein Eisenstein aufweist, desto schwerer läßt er sich reduzieren, während mürbe und weiche Erze infolge ihrer größeren Auflockerung und Durchlässigkeit der Reduktion durch Kohlenoxyd leichter zugänglich erscheinen. Dichte kristallinische Erzsorten nehmen im Verhältnis zu ihrem Gewicht einen geringeren Raum ein als weniger dichte, bieten also dem Kohlenoxyd eine kleinere Oberfläche zur Reduktion dar, so daß diese verlangsamt wird; lockere und mürbe, d. h. poröse, Erze zeigen dagegen nicht nur ein bedeutend günstigeres Oberflächenverhältnis für das Reduktionsgas, sondern erhöhen dessen Reaktionsfähigkeit noch dadurch, daß das Kohlenoxydgas rascher in das Erzstück einzudringen und sowohl von außen als auch zur selben Zeit im Innern zu wirken vermag.

Je mehr ein Erzstück, wie z. B. bei mürben, mulmigen Erzen, von allen Seiten der Einwirkung des Kohlenoxyds ausgesetzt ist, desto rascher verläuft die Reduktion; andernfalls aber kann u. a. ein dichtes Erzstück an der Außenfläche schon vollkommen reduziert sein und sogar kohlenstoffhaltiges Eisen enthalten, während der Kern noch Sauerstoff aufweist. Wie sehr in dieser Hinsicht die Reduzierbarkeit von der physikalischen Beschaffenheit abhängt, beweist die Tatsache, daß die Eisenoxyduloxyde schwerer reduzierbar sind als das höher oxydierte Eisenoxyd, obwohl Fe_2O_3 erst unter dem Durchgange von Fe_3O_4 reduziert wird; die Eisenoxyduloxyde, die Magneteisensteine, zeigen nämlich ein bei weitem dichteres Gefüge als die Eisenoxyde, gehören überhaupt zu den am wenigsten aufgelockerten Erzsorten und werden nur von den Eisensilikaten in der Schwerreduzierbarkeit übertroffen.

Um den nachteiligen Einfluß des Gefüges der Magneteisensteine auf die Reduzierbarkeit zu verringern, kann man sie einer Röstung unterziehen; in oxydierender Atmosphäre geht das Fe_3O_4 in Fe_2O_3 über, und bei dieser höheren Oxydation findet zugleich eine wenn auch geringe Auflockerung statt, die die Reduktion in gewissem Sinne fördert und erleichtert. Mehr verspricht die Röstung bei den Spat- und Toneisensteinen nebst Blackband: unter Zutritt von Luft wird hier die Kohlensäure nach der Formel $2FeCO_3 + O = Fe_2O_3 + 2CO_2$ ausgetrieben und das FeO zu Fe_2O_3 höher oxydiert, wobei dann die Erzstücke gleichzeitig mürbe werden, Risse und Spalten bekommen und zerbröckeln und so die Einwirkung reduzierender Gase wesentlich begünstigen.

Stellt man die Eisenerze nach ihrer Reduzierbarkeit aufsteigend zusammen, so erhält man etwa folgende Tabelle, die aber in Anbetracht des sehr dehnbaren Begriffs der einzelnen Erzsorten und wegen der Übergänge verschiedener Erze ineinander infolge Verwitterung usw. natürlich nur als allgemeiner Anhalt dienen kann.

Reduzierbarkeit der Eisenerze.

1. Eisensilikate — Frischrohschlacken.
2. Eisensilikate mit Eisenoxyduloxyd — Puddel- und Schweißschlacken.
3. Natürliche Eisensilikate.
4. Magneteisenstein.
5. Walzensinter und Hammerschlag.
6. Quarzige Roteisensteine.
7. Rohe Eisenkarbonate — Spateisenstein.
8. Eisenglanz und Eisenglimmer.
9. Roter und brauner Glaskopf.
10. Dichte Brauneisensteine.
11. Derbe Rasenerze.
12. Kalkreiche Rot- und Brauneisenerze.
13. Weiche Brauneisensteine.
14. Purple ore.

15. Mulmige Brauneisensteine.
16. Geröstete Ton- und Kohleneisensteine.
17. Geröstete Spate.

Auf die Höhe des Koksverbrauchs wirken des weiteren einzelne chemische Bestandteile der Eisenerze ein. So benötigt man zur Verdampfung von 1 kg Feuchtigkeit bei 600—800° Windtemperatur 0,20—0,18 kg C (unter Verbrennung zu CO) und zur Zersetzung des Hydrats und Verdampfung von 1 kg Hydratwasser bei derselben Windwärme 0,22—0,21 kg C. Bei manchen Erzen, z. B. den oberschlesischen Brauneisensteinen, die bis zu 40% Wasser aufweisen, fällt diese Wärmeausgabe ungemein ins Gewicht, und es trifft nicht selten zu, daß zur Wasservertreibung mehr Koks verbraucht wird als zur Reduktion des Eisens samt den Nebenbestandteilen; allerdings darf man dabei nicht vergessen, daß die wasserreichsten Erze zugleich die mulmigsten zu sein pflegen, welche wegen ihrer Feinheit einen Nässegehalt von 5 und mehr Prozent zur Vermeidung eines zu großen Staubverlustes durch die Gicht bedingen. Purple ore und ähnliche staubige Erze ohne genügenden Wassergehalt werden daher vor dem Einstürzen in den Hochofen erst künstlich bewässert.

Die Austreibung der Kohlensäure braucht einen höheren Koksaufwand, es sind unter denselben Windverhältnissen 0,29—0,27 kg C erforderlich. Da jedoch dieser Wärmeverbrauch bei 8—900° stattfindet, d. h. in einer Temperaturzone, bei der die Erze schon zu sintern und zu schmelzen beginnen, so kann der Fall eintreten, daß die Kohlensäure nützlich wirkt, indem sie durch die Temperaturerniedrigung anläßlich ihrer Austreibung die vorzeitige Verschlackung unreduzierter Erze, z. B. bei Oberfeuer, verhütet, so daß der sonst zur direkten Reduktion dieser verschlackten Erze benötigte Mehraufwand an festem Koks dadurch erspart wird.

Erze mit reichem Tonerdegehalt erfordern ferner zur Reduktion des Siliziums aus der Kieselsäure im Gegensatz zu den mangan- und kalkreichen Eisensteinen, welche zur Bildung von Silikaten Anlaß geben, weniger Koks, weil die Gegenwart der Tonerde die Entstehung eines Kalkaluminits fördert, so daß dann die Kieselsäure leichter reduzierbar erscheint.

Ebenso findet die Manganreduktion bei Erzen, die eine chemische Verbindung der Eisen- und Mangankarbonate bilden, eher und in stärkerem Maße statt als bei Erzen, deren Mangangehalt an Sauerstoff gebunden ist; die innige Vereinigung von Eisen und Mangan ermöglicht, zugleich in Anbetracht der Massenwirkung, eine Reduktion des Mangans durch Kohlenoxyd gleichzeitig mit der der Eisenoxyde. Daher gehen beim Verhütten gerösteter Spate nur 30—25% Mangan in die Schlacke, während andere manganhaltige Erze 50—40% Manganverlust aufweisen, ein Umstand, der genaue Berücksichtigung finden

muß. Nicht zum wenigsten aber spielt hinsichtlich des Koksverbrauchs die Menge der Schlackenbildner eine Rolle. Je weniger nichtreduzierende Bestandteile ein Erz aufweist, desto weniger Verbindungs- und Schmelzwärme bleibt erforderlich und desto geringer stellt sich der Koksverbrauch. Rechnerisch werden nach Osann zur Schmelzung von 100 kg Schlacke bei einer Windtemperatur von 600° 12,4—15,6 und von 800° 11,5—14,4 kg C (unter Verbrennung zu CO) gebraucht.

In indirekter Weise beeinflussen endlich den Kokssatz noch die Größenverhältnisse der Erzstücke. Stückige Eisenerze werden vom Hochöfner bevorzugt, besonders faustgroße, da sie nicht, wie feine mulmige Erze, den Übelstand hervorrufen, die Ofenbeschickung undurchlässig zu machen und so zu Versetzungen und sonstigen Störungen des Ofenganges Veranlassung zu geben. Allein wegen ihrer Eigenschaft, die Beschickung aufzulockern, können daher z. B. stückige Magneteisensteine nicht wenig im Werte steigen, und sie werden trotz ihrer Schwerreduzierbarkeit gar oft zweckmäßig dem feinen Purple ore und ähnlichen mulmigen ausländischen Erzen von gleicher Analyse vorgezogen, weil der aus der schwereren Reduzierbarkeit der Magneteisensteine erfolgende Kokssatz bei weitem geringer sein kann als die zur Hebung der Ofenstörungen benötigten Kohlenmengen. Im allgemeinen lassen sich bis zu 30 % staubiger Erze im Möller noch ohne besondere Schwierigkeiten verhütten, steigt aber der Prozentsatz, so sind die Störungen schwer zu vermeiden, und bei 50 % und mehr wird das Verarbeiten immer schwieriger und ungünstiger, und zwar treten diese Betriebsstörungen um so häufiger und um so stärker in die Erscheinung, je schlechter die Koksqualität ist. Fester Koks läßt eher die Verhüttung staubiger Erze zu als weicher, bröckliger Brennstoff.

Mit der Stückigkeit der Erze verbindet sich gleichzeitig der Vorteil eines geringen Eisenverlustes durch Verstauben. Geröstete Spate, Kiesabbrände und ähnliche feine, staubige Materialien weisen einen nicht zu unterschätzenden Eisenabgang in den Gichtstaub auf. Je kürzer die Durchsetzzeit eines Ofens ist, d. h. je stärker geblasen wird, desto mehr Eisen wird mit den Gasen aus der Gicht hinausgeworfen, so daß Verluste bis zu 8 und mehr Prozent Eisen nachgewiesen werden können. Gewöhnlich stellt sich der Verstaubungsverlust niedriger; man geht nicht fehl, wenn man für Rostspat 1—2 %, für Minette 3 % und für feines Purple ore 5 % im Durchschnitt annimmt.

Zur richtigen Bewertung der Eisenerze gehört nicht minder die Kenntnis des Schmelzbarkeitsgrades, der leider noch vielfach unterschätzt und vernachlässigt wird. Unter Schmelzbarkeit der Erze versteht man die Sinterung und Verschlackung ihrer nicht reduzierten Bestandteile; sie ist von maßgebender Bedeutung bei der Möller-

berechnung, indem die einzelnen Erze im Hochofen so gemischt werden müssen, daß ihre Schlacke gleichzeitig mit dem Eisen flüssig wird, um diesem den richtigen Kohlungsgrad zu verleihen. Graues Roheisen, dessen Schmelzpunkt hoch liegt, bedarf daher zweckmäßig der Verhüttung schwer schmelzbarer Erze, weißes Roheisen bei seinem niedrigeren Schmelzpunkte leicht schmelzbarer Materialien.

Die Schmelzbarkeit steht hauptsächlich zu der chemischen Analyse der Erze in näherer Beziehung. Freier Quarz, Tonerde, Magnesia machen im allgemeinen ein Eisenerz schwer schmelzbar, ein Gehalt an Mangan und Alkalien leicht schmelzbar. Zu den leichtschmelzbarsten Erzen gehören die manganhaltigen Eisensteine, z. B. die manganhaltigen Spate; mit sinkendem Mangangehalt verringert sich ihre Schmelzbarkeit, mit steigendem nimmt sie zu. Enthalten die Spateisensteine, wie es häufig der Fall ist, noch Flußspat, so erhöht sich ihre Leichtschmelzbarkeit in gewichtiger Weise. Leichtschmelzbar nennt man desgleichen die Eisenschlacken mit ihren bereits fertig gebildeten Silikaten, deren Leichtflüssigkeit noch durch Eisenoxydul verstärkt wird. Letzteren Einfluß kann man auch bei den schwerreduzierbaren und daher leicht Eisensilikat bildenden Manganeisensteinen beobachten. Hoher Tonerdegehalt macht gemeiniglich die Erze schwerschmelzbar, nur bei gleichzeitig geringem Kieselsäuregehalt tritt das Gegenteil ein; die bei tonhaltigen Eisensteinen mehrfach, wenn auch in geringer Menge, vorkommenden Alkalien erhöhen wieder die Leichtschmelzbarkeit und schwächen dann den Einfluß der Tonerde. Erze mit hohem Magnesiagehalte gelten als schwerschmelzbar, während geringe Mengen von Magnesia neben Kalk gewöhnlich leichtere Schmelzbarkeit verursachen, weil diese mit Erhöhung der Zahl der Schlackenbildner wächst.

Erze mit freiem Quarz, z. B. Rasenerze mit Quarzkörnern und Magneteisensteine mit Quarzkristallen durchmengt, gehören zu den am schwersten schmelzbaren; die zum Verschlacken und Schmelzen nötige Vereinigung des an sich unschmelzbaren Quarzes mit anderen Körpern erfolgt in Anbetracht der geringen Berührungsoberfläche äußerst schwierig und benötigt zugleich eine höhere Temperatur und eine größere Zeitdauer der gegenseitigen Einwirkung. Bei gleichen Quarzmengen sind diejenigen Erze leichter schmelzbar, bei denen der freie Quarz nicht aus groben Stücken besteht, sondern sich durch das Erzstück fein verteilt, wie z. B. häufig bei quarzigen Roteisensteinen, so daß sich eine innigere Berührung mit den anderen Schlackenbildnern ergibt und die Vereinigung und Schmelzung dadurch gefördert wird. Begünstigt wird die Schmelzbarkeit in gewissem Sinne auch durch die physikalische Beschaffenheit der Erze, indem lockere Erze schon nach kürzerer Zeit den Temperatureinflüssen erliegen als dichte Materialien. Je größere Schmelzbarkeit im übrigen ein Erz aufweist,

desto eher und desto mehr ist es imstande, in flüssigem Zustande auf andere Bestandteile desselben Möllers auflösend einzuwirken und sie zum Schmelzen zu bringen, ein Vorgang, der beim Hochofenbetrieb nicht selten beachtet werden muß.

Im allgemeinen kann man etwa nachstehende Schmelzbarkeitstabelle aufstellen, und zwar sind die Erze nach zunehmender Schmelzbarkeit geordnet:

Schmelzbarkeit der Eisenerze.

1. Quarzhaltige Erze.
2. Sandige Eisensteine.
3. Feste Sphärosiderite.
4. Feste kalkhaltige Eisensteine.
5. Lockere tonige Erze.
6. Tonerdearme Erze.
7. Eisenschlacken.
8. Erze mit Mangangehalt.
9. Manganreiche Erze.

Die Wertschätzung der Eisenerze kann weiterhin noch durch andere Gesichtspunkte bzw. durch gewisse Verunreinigungen nicht unwesentlich beeinflußt werden. Hoher Tonerdegehalt bei Anwesenheit von Kalk macht die Hochofenschlacke beim Betrieb auf Gießereiroheisen usw. verwendbar zur Schlackenstein- und Schlackenzementfabrikation. In Gegenden, die arm an Ziegeleien sind, kann daher mit Rücksicht auf diesen Umstand ein Erz mit hohem Tonerdegehalt und etwa nur 35 % Eisen, z. B. der oolithische Brauneisenstein bei Harzburg, das Erträgnis eines Hüttenwerks viel besser und höher gestalten als ein Erz mit bedeutend höherem Gehalt an Eisen, dessen Tonerdegehalt aber durch Kieselsäure ersetzt ist.

Eine gute Nebeneinnahme kann sich auch beim Verhütten bleihaltiger Eisenerze ergeben. Das Blei sammelt sich als das spezifisch schwerere Metall im Gestell des Hochofens unter dem Roheisen, ohne beim Erblasen von weißem Eisen auf den Ofengang oder die Qualität des Roheisens eine besonders schädliche Wirkung auszuüben. Bei den oberschlesischen Brauneisensteinen und manchen spanischen Erzen, sowie bei Kiesabbränden spricht dieser Gewinn aus silberhaltigem Blei mehr oder minder mit.

Ähnlich verhält es sich mit einem Zinkgehalt, den u. a. Kiesabbrände und oberschlesische Brauneisenerze aufweisen. Auch solche Erze werden meist nur auf weißes Roheisen verarbeitet, jedoch wird der Zinkgehalt trotz der guten Einnahme aus dem erfolgenden zinkhaltigen Gichtstaub weniger gern gesehen, da manche Hochofenstörung und manche Qualitätsverschlechterung des Roheisens auf Temperaturerniedrigung im Hochofen durch Heruntergehen zinkischer Ansätze zurückgeführt werden muß.

Andere Verunreinigungen der Eisenerze können ihre Verwendbarkeit für die Fabrikation einzelner Eisensorten in Frage stellen und bei entsprechender Höhe ihre Verhüttung überhaupt ausschließen. Zu diesen schädlichen Beimengungen gehören vor allem Kupfer, das besonders in Spateisensteinen und Kiesabbränden, Arsen, das in spanischen Erzen und Abbränden, sowie Chrom, das in griechischen Eisensteinen in höherem Maße sich vorfindet; Schwefel zeigt sich in schädlicher Höhe nur bei Kiesabbränden und Kohleneisensteinen, jedoch ist bei der Darstellung von Ferrosilizium auf Schwefelreinheit der zu verwendenden Erze zu sehen, da der Silizierungsgrad der fallenden Schlacke die Schwefelabscheidung erschwert. Der bestimmende Einfluß eines Phosphor- und Mangangehaltes in den Eisenerzen beim Erblasen der verschiedenen Roheisensorten geht aus der folgenden Zusammenstellung hervor, die gleichzeitig einen Überblick über die Verwendbarkeit der einzelnen Eisenerzqualitäten im Hochofen gewährt.

Verwendbarkeit der Eisenerze im Hochofen.

Roheisensorte	Bessemerroheisen und Hamatit	Gießereiroheisen	Luxemburger Roheisen	Martinroheisen
Eisenerzsorten	Rostspate Brauneisensteine Roteisensteine Purple ore Magneteisensteine	Roteisensteine Eisenglanz Glaskopf Brauneisensteine Kiesabbrände Sphärosiderite Magneteisensteine	Minette oolith. Brauneisenerze Bohnerze Rasenerze Magneteisensteine	Roteisensteine Schweißschlacke Kohleneisensteine Brauneisenerze Rostspate
Phosphor-Gehalt	Spuren	mittel	hoch	gering
Mangan- „	gering	gering	gering	mittel
Kupfer- „	—	Spuren	Spuren	gering
Arsen- „	—	Spuren	Spuren	—
Chrom- „	—	—	—	Spuren

Roheisensorte	Puddelroheisen	Thomasroheisen	Spiegeleisen	Ferrosilizium
Eisenerzsorten	Spate Brauneisensteine Minette Puddelschlacke Schweißschlacke Frischschlacke Toneisensteine	Magneteisensteine Puddelschlacke Bohnerze Minette Rasenerze Spate	Manganhaltige Braun- und Roteisensteine, Rostspate	Tonerdereiche Rot- und Brauneisenerze
Phosphor-Gehalt	mittel	hoch	Spuren	Spuren
Mangan- „	mittel	mittel	hoch	gering
Kupfer- „	gering	—	Spuren	—
Arsen- „	—	—	—	—
Chrom- „	—	Spuren	—	—

II. Manganerze.

Für gewisse Spezialeisensorten, insbesondere Spiegeleisen und Ferromangan, benutzt man zur Erzielung des nötigen Mangangehaltes Manganerze, welche als Pyrolusit (MnO_2), Hausmannit (Mn_3O_4), Psilomelan (Mn_2O_3), als Manganspate ($MnCO_3$), Manganite ($Mn_2H_2O_4$) und als Waderze ($MnH_2O_3 + MnO$) vorkommen. Am besten eignen sich für hochmanganhaltige Eisenlegierungen Manganspate und Manganite in geröstetem Zustande, jedoch kommen diese Erze nicht so häufig und ausgedehnt in der Natur vor wie Pyrolusit und Waderze.

Deutschlands Hauptmanganerzvorkommen liegt in der Lindnermark bei Gießen; nicht minder reger Bergbau geht in Oberhessen bei Oberroßbach und in Sachsen-Koburg-Gotha um, desgleichen im Hundsrück. Geringere Vorkommen von Manganerz finden sich noch im Harz (Ilfeld) und in Thüringen (Elgersburg).

Hinsichtlich der Bewertung der Manganerze kommt es wesentlich auf den Phosphor- und auf den Kieselsäuregehalt an, weil diese beiden Bestandteile die Qualität und den Preis der erzeugten Legierung zu beeinflussen vermögen. Die Wichtigkeit des Phosphors geht daraus hervor, daß gutes Spiegeleisen mit 20 % Mangan nicht mehr als 0,1 % Phosphor enthalten soll, und für je 10 % Mangan mehr der Phosphorgehalt nicht mehr als 0,02 % steigen darf, so daß also Ferromangan mit 80 % Mangan $0{,}1 + 6 \cdot 0{,}02 = 0{,}22$ % Phosphor zu enthalten hat. Je höher ferner der Kieselsäuregehalt der Manganerze ist, desto größer stellt sich der Verlust an Mangan durch Verschlackung. Zu den kieselsäurereinsten Manganerzen gehören die Erze von Tschiatura (Kaukasus), von Queluz-Lafayette und Panama (Brasilien), von Coquimbo (Chile), Las Cabasses (Frankreich) und von Indien, während die von Huelva (Spanien) und Kassandra (Kleinasien) im allgemeinen reich an Kieselsäure sind; wenig Phosphor enthalten die Erze von Nazareth und Panama (Brasilien), von Santiago (Cuba) und die genannten Erze aus Chile, Frankreich und Kleinasien; als phosphorreich gelten die Kaukasus- und die indischen Erze, sowie die von Queluz-Lafayette (Brasilien).

Manganerz-Analysen.

	Deutschland		Rußland, Kaukasus	Kleinasien, Kassandra	Spanien, Huelva	Brasilien	Indien
	Oberhessen	Waldeck (Hausmannit)					
Mangan...	36,87	41,18	51,15	44,83	43,50	55,02	51,43
Phosphor .	0,14	0,037	0,153	0,012	0,08	0,021	0,086
Kieselsäure	15,15	9,82	10,00	9,40	16,00	1,27	9,52

III. Zuschläge.

Um bei der Herstellung des Roheisens die Gangarten und Verunreinigungen von dem Eisen zu trennen, wird aus ihnen mittels basischer oder saurer, d. h. mittels kalk- oder kieselsäurereicher, Zuschläge eine Schlacke gebildet, welche sich in flüssigem Zustande infolge ihres geringeren spezifischen Gewichtes von dem geschmolzenen Eisen abscheidet. Die basischen Zuschläge (Kalkstein oder Dolomit) dienen dazu, kieselsäure- und tonerdehaltige Gangarten, sowie Schwefel in die Schlacke überzuführen, wohingegen die sauren Zuschläge (Tonschiefer) etwaige im Erz zuviel enthaltene Kalk- oder Magnesiamengen verschlacken sollen; letzterer Fall tritt aber nur selten ein.

Kalkstein besteht hauptsächlich aus Kalziumkarbonat ($CaCO_3$) nebst etwas Magnesiumkarbonat ($MgCO_3$) und wird durch Kieselsäure und Tonerde verunreinigt; ein Eisengehalt wird gern gesehen. Der reinste Kalkstein ist der Marmor; mehr verunreinigt ist der gewöhnliche dichte Kalkstein, der zugleich vielfach Phosphor enthält. Den höchsten Phosphorgehalt zeigt der Muschelkalk und der oolithische Kalkstein.

Dolomit setzt sich aus 60 Gewichtsteilen Kalzium- und 40 Gewichtsteilen Magnesiumkarbonat zusammen; er besitzt dieselben Verunreinigungen wie der Kalkstein und weist auch wie dieser nicht selten Eisen auf.

Die Bewertung der basischen Zuschläge geht aus der nachstehenden Tabelle von Osann hervor:

Zugabe an Kalk infolge Verunreinigungen desselben.

Für jedes Prozent Kieselsäure und Tonerde, das der Kalk enthält, muß eine bestimmte Menge seines Kalkgehaltes aufgewendet werden, um diese zu verschlacken. Wenn Kalkstein daher

1	2	3	4	5 % Kieselsäure und Tonerde aufweist, so sind
103	106	109	111	114 kg Kalkstein erforderlich, um 100 kg kohlensauren Kalk verfügbar zu haben.

Zuschlag-Analysen.

	Kalkstein				Dolomit	Tonschiefer
	Deutschland, Dornap (Rheinland)	Rußland			Deutschland, Eifel	
		Muschelkalk	Permformation	Steinkohlenformation		
Kieselsäure	0,86	3,12	5,80	0,20	2,40	60
Tonerde	0,20	0,30	0,83	0,98	4,70	19
Kalk	54,21	51,30	49,70	53,64	33,21	} 3
Magnesia	1,35	0,59	1,93	1,00	16,00	}
Phosphor	—	0,09	Spur	0,029	—	4 % Fe

IV. Brennstoffe.

Die zur Darstellung des Eisens erforderliche Wärme wird durch Verbrennung von Brennstoffen erzielt. Die chemische Zusammensetzung der aschenfreien Brennstoffe geht aus der nachstehenden Übersicht hervor.

Chemische Zusammensetzung der aschenfreien Brennstoffe.

Art	Kohlenstoff	Wasserstoff	Sauerstoff	Freier Wasserstoff	Spezifisches Gewicht
Holz	44	6	50	—	0,35
Torf	60	6	34	2	0,60
Braunkohle	65	7	28	3	1,00
Steinkohle a) Flamm-Kohle	75	6	19	4	1,25
b) Gas-Kohle	80	6	14	4	1,30
c) Koks-Kohle	85	5	10	4	1,35
d) Mager-Kohle	90	4	6	3	1,40
e) Anthrazit	95	2	3	1,5—2,0	1,50
Koks	95	2	3	1,5	1,90

Sämtliche Brennmaterialien, Holz ausgenommen, enthalten an brennbaren, d. h. Wärme erzeugenden, Stoffen nur den Kohlenstoff und den freien Wasserstoff. Unter „freiem" Wasserstoff versteht man diejenige Menge Wasserstoff, welche nicht an Sauerstoff gebunden werden kann, also den Gesamtwasserstoff minus $^1/_8$ Sauerstoff. Der „gebundene" Wasserstoff wird sich gerade so verhalten, als ob er bereits mit der ihm entsprechenden Menge Sauerstoff zu Wasser vereinigt wäre. Dieses Wasser heißt „chemisches" Wasser, zum Unterschiede von dem meist aus der Atmosphäre aufgenommenen „hygroskopischen" Wasser. Der gebundene Wasserstoff liefert hiernach nicht nur keine Wärme, sondern verbraucht sogar einen Teil der vom Kohlenstoff entwickelten Wärme.

Von den in der Tabelle genannten Brennstoffen benutzt man die Flamm- und die Gaskohle zur Darstellung von schmiedbarem Eisen; bei der Roheisenfabrikation kommt die Kokskohle zur Verwendung, nachdem man zuvor aus ihr durch Verkohlung unter Luftabschluß den Koks hergestellt hat. Statt Koks wendet man in einzelnen waldreichen Gegenden (Schweden, Ural, Nordamerika, Kanada) auch Holzkohle an, sowie Anthrazit (Rußland, Nordamerika, Südwales) oder nicht backende und nicht zerspringende Rohkohle (Schottland).

Die Bewertung des Koks hat nach zwei Richtungen hin zu erfolgen: nach der physikalischen und nach der chemischen Seite hin. Das Schwergewicht wird zuvörderst auf die Festigkeit des Koks gelegt, insofern hiervon seine Verwendung als Schmelzkoks vor allem abhängt. Die Festigkeit des Koks kennzeichnet sich in der Härte seiner Porenwände, d. h. der Kokssubstanz. Harter Koks ergibt beim

Koks-Analysen.

Herkunft	Kohlenstoff	Asche	Schwefel	Wasserstoff	Sauerstoff	Stickstoff
Deutschland: Westfalen	85,06	6,40		0,86	7,68	—
"	91,77	6,93		1,26	0,04	—
"	83,49	10,31		0,74	5,47	—
Saarrevier	86,46	8,54		1,98	3,02	—
Oberschlesien	84,87	13,00	1,08	0,44	0,02	1,67
Belgien: Lüttich	81,05	12,00	1,22	0,38	1,38	—
Charleroi	78,30	14,32	0,92	0,42	1,59	—
Großbritannien: Durham	92,02	7,28	1,25		0,47	
Schottland	92,95	5,75	0,78		0,43	
U. S. A: Connellsville	89,58	9,11	0,82		0,46	
Alabama	88,22	11,32	0,56		0,99	

Holzkohlen-Analysen.

Herkunft	Kohlenstoff	Asche	Wasserstoff	Sauerstoff und Stickstoff
Ural: Birkenkohle	75,04	0,90	3,49	19,83
Fichtenkohle	75,38	1,24	4,13	17,17
Tannenkohle	73,41	1,26	3,45	20,63

Anthrazit-Analysen.

Herkunft	Kohlenstoff	Asche	Schwefel	Flüchtige Bestandteile
Südrußland	85,42	3,86	1,38	4,61
"	84,33	4,29	2,90	4,19
"	87,82	3,76	1,81	2,65
U. S. A.	83,39	8,86	0,62	5,21
"	84,03	7,69	0,60	5,51
"	86,06	6,44	0,53	4,86

Einladen in die Waggons, beim Transport und Rangieren auf der Eisenbahn und beim Ausstürzen auf die Kokslagerplätze oder in die Vorratstaschen beim Hochofen weniger Lösche und geringeren Abrieb als weicher Koks. Die Menge des Koksstaubes am Empfangsorte sollte bei gutem Koks nicht mehr als 6% betragen — was darüber ist, bedeutet direkten Geldverlust, da das Kokspulver höchstens noch bei Kesseln mit Unterwindfeuerung oder beim Ziegelbrennen Verwendung finden kann. Welch großer Schaden den Hochofenwerken durch den Koksabrieb erwachsen kann, lehrt die Berechnung, daß sich mit 100 t Gießereiroheisen bei 100 t Koksverbrauch und einem Kokspreis von 25 ℳ loco Hütte inkl. Ablade- und Allgemeinkosten für das Prozent Koksstaub ein Geldverlust von $\frac{120 \cdot 25}{100} = 30$ ℳ verknüpft, d. h. einem Hüttenwerk mit drei Hochöfen von solcher Tagesproduktion kostet jedes Prozent Koksabrieb jährlich über 32000 ℳ.

Trotz seiner Höhe bietet aber dieser direkte Geldverlust für den Hochöfner nicht den Hauptanlaß zur Wertschätzung der Festigkeit

des Koks, vielmehr wird diese durch den Schmelzprozeß im Hochofen und desgleichen im Kupolofen geradezu bedingt. Der Niedergang der Beschickung im Hochofen verlangt einen Brennstoff von größtmöglicher Festigkeit, damit die einzelnen Koksstücke, welche beim Niederrücken der Materialien sich in drehender Bewegung befinden, die Reibung mit den Beschickungsmassen auszuhalten vermögen. Je weniger hart ein Koks ist, desto mehr Teile werden bei den immerwährenden Bewegungen und Drehungen abgerieben und abgebröckelt und desto dichter liegt die Beschickung, so daß die Ofengase um so schwerer durchdringen und um so eher Störungen des Ofenganges, verbunden mit Produktionsverminderung, eintreten, besonders wenn dem die Gebläsemaschine durch Überwindung des stärker werdenden Gegendruckes im Ofen nicht von vornherein vorbeugen kann. Bei den neueren Hochöfen stellt sich der Reibungswiderstand infolge des stärkeren Blasens und der geringeren Durchsetzzeit der Gichten wesentlich höher als bei denen älterer Konstruktion, und um so größere Geldverluste entstehen wiederum durch den Ankauf des zur Hebung der verursachten Schwierigkeiten und Störungen benötigten Stückkoks.

Die Höhe der Hochöfen kommt bezüglich der Koksfestigkeit nicht in Betracht, indem die Last der Beschickungssäule nicht imstande ist, den Koks zu zerdrücken. Rechnet man 1 cbm Koks = 450 kg, 1 cbm Erz und Kalk = 1800 kg, so nehmen bei drei Gewichtsteilen Beschickung auf ein Gewichtsteil Koks

450	kg	Koks	1,00 cbm
1350	„	Beschickung	0,75 „
		zusammen	1,75 cbm

in Anspruch und 1 cbm wiegt 1028 kg. Bei einem Hochofen von 30 m Höhe kommen also auf 1 qm Grundfläche 30 · 1028 = 30840 kg, d. h. auf 1 qm 0,3 kg — ein Gewicht, das ungefähr 300 mal geringer bleibt als die Druckfestigkeitsziffer der geringsten Sorte Hochofenkoks; ergibt doch, nach Untersuchungen des Verfassers, Ruhrkoks selbst aus Esskohle, die an die magere Flözpartie grenzt, eine Tragfähigkeit von 80—115 kg für den qcm, während Koks aus leichter Fettkohle 120—160 kg für den qcm erzielte.

Weicher Koks zeigt des weiteren noch den Nachteil, im Hochofen von der aufsteigenden Kohlensäure gemäß der Formel $CO_2 + C = 2CO$ mehr oxydiert zu werden als harter Koks und zwar bis zu sechsfacher Höhe. Mit jedem auf diese Weise in den oberen Zonen verbrauchten Anteil Kohlenstoff verbindet sich ein zweifacher Verlust, zunächst infolge der Temperaturerniedrigung an der Stelle, wo die oxydierende Einwirkung stattfindet, und ferner infolge des Gewichtsverlustes an Koks, welcher nur vor den Formen verbrennen soll und

dort dermaßen benötigt wird, daß infolge des Kohlenstoffmangels sofort Roheisen-Qualitätsverschlechterungen und empfindsame Betriebsstörungen eintreten.

Es leuchtet ein, daß unter solchen Umständen der Hochöfner lieber andere Nachteile beim Koks mit in den Kauf nimmt, wenn dieser nur hinreichende Härte aufweist, um keinerlei Ofenstörung hervorzurufen. So wird nicht selten auf Hüttenwerken ein Koks mit höherem Aschengehalt einem solchen mit geringerem Prozentsatz an Asche vorgezogen, weil die Festigkeit des einen Koks durch das Flußmittel seiner Asche, bei entsprechender chemischer Zusammensetzung, sich erhöhte, im Gegensatz zu dem zweiten, aschenärmeren Koks, dessen Aschenzusammensetzung nicht zur Erhöhung der Härte beitrug.

Ähnlich verhält es sich mit dem Stampfen der Kokskohle, einem Verfahren, dessen vorteilhafter Einfluß auf die Festigkeit des Koks, sowie auf die Verringerung des Wassergehaltes sonder Zweifel feststeht. Zugleich werden aber auch durch das Stampfen des Kokskohlenkuchens die Porenräume des Koks zusammengedrückt, so daß gestampfter Koks eine geringere Porosität zeigt als ungestampfter. So angenehm und angebracht diese Begleiterscheinung des Stampfens für Gießereikoks erscheint, so unliebsam und nachteilig bleibt sie für Hochofenkoks. Im Kupolofen hat der Koks nur zur Wärmeerzeugung zu dienen, soll daher möglichst vollständig zu Kohlensäure verbrennen ($C + 2O = CO_2$), im Hochofen dagegen wird der Koks auch als Reduktionsmittel benutzt, d. h. zur Kohlenoxydbildung, bei welcher die doppelte Menge Kohlenstoff durch die gleiche Menge Sauerstoff verbrannt wird, wie bei Kohlensäurebildung ($2C + 2O = 2CO$). Da nun der gestampfte dichte Koks im Verhältnis zu seinem Gewicht einen kleineren Raum einnimmt als der ungestampfte porösere Koks, so bietet er dem Sauerstoff des Gebläsewindes auch eine kleinere Oberfläche dar, so daß dieser nur auf eine kleinere Anzahl Kohlenstoffmoleküle einwirkt, also die Entstehung von Kohlensäure erleichtert und begünstigt wird, zumal der Sauerstoff nur auf die Oberfläche des Koks seine oxydierende Wirkung auszuüben vermag und nicht wie bei porösem Koks. auch durch die Poren in das Innere des Koks dringen kann. Welch einschneidende Folgen der Mangel hinreichender Porosität beim Hochofenkoks nach sich zieht, lehren auf den Hochöfen von Connemaugh U. S. A. ausgeführte sorgfältige Versuche mit porösem und dichtem Koks, die nach Fulton bei Anwendung des dichten Brennstoffs unter sonst gleichen Verhältnissen einen Produktionsverlust von 11 % ergaben. Zum Teil kann man zwar diesen Schaden vermeiden, indem man beim Schmelzen mit dichtem Koks zur Erzielung der erforderlichen Menge Reduktionsgase heißeren und stärker gepreßten Wind benutzt; heißer Wind hat auf den gleichen

Raumteil weniger Sauerstoff als kalter, befördert somit das Überwiegen der Kohlenstoffteile, d. h. die Kohlenoxydbildung, und die stärkere Pressung bewirkt, daß die Gebläseluft tiefer in die Poren des Koks einzudringen sucht; immerhin aber erfordert dies größere Betriebskraft, d. h. Geldaufwendungen. Man sollte daher bei den Bestrebungen, durch Stampfen der Kohle die Festigkeit des Koks zu erhöhen, keineswegs die Wichtigkeit der Porosität des Koks vergessen oder unterschätzen. Von zwei Kokssorten mit gleicher Festigkeit und ungleicher Porosität verdient jedenfalls der dichtere Koks eine höhere Bewertung für den Kupolofenprozeß, wohingegen bei Anwendung des poröseren Koks im Hochofen der Koksverbrauch sinken wird.

Was die chemische Analyse des Koks hinsichtlich seiner Wertschätzung anbelangt, so wird im allgemeinen nur auf Asche und Feuchtigkeit untersucht, da diese Bestandteile die häufigsten Veränderungen erleiden und den Wert des Koks am meisten beeinträchtigen können. Beide Bestandteile entwickeln keine Wärme, sondern verbrauchen solche, werden aber trotzdem dem Gewicht nach als Brennstoff bezahlt. Guter Hochofenkoks soll nur bis 9 % Asche aufweisen, doch sind Gehalte von 10 % bei uns gang und gäbe, und bei schlechten Kohlenwäschen gehören Gehalte von 12 und zeitweise sogar 14 % nicht zu den Seltenheiten. Die nachstehenden Berechnungen mögen die Kosten, welche eine derartige Erhöhung des Aschengehaltes im Hochofenbetrieb hervorruft, näher vor Augen führen.

Ein Hochofen, der in 24 Stunden 100 t Gießereiroheisen mit einem Koksaufwand von 120 t erbläst, hat täglich bei 7 % Asche im Koks $\frac{120 \cdot 7}{100} = 8{,}4$ t Asche zu schmelzen und zu verschlacken. Die Asche enthält im Durchschnitt 45 % Kieselsäure, 30 % Tonerde und 5 % Kalk und Magnesia, d. h. 80 % schlackengebende Bestandteile. Hiernach müssen im Tag verschlackt werden:

$8{,}4 \cdot 0{,}45 = 3{,}78$ t Kieselsäure,

$8{,}4 \cdot 0{,}30 = 2{,}52$ t Tonerde und

$8{,}4 \cdot 0{,}05 = 0{,}42$ t Kalk und Magnesia.

Die Kieselsäure und Tonerde brauchen zur Verschlackung insgesamt $(3{,}78 + 2{,}52) \cdot \frac{51}{49} = 6{,}56$ t Kalk oder nach Abzug der in der Asche vorhandenen 0,42 t Kalk noch 6,14 t Kalk, welche 11,05 t kohlensaurem Kalk und 12 t Kalkstein mit 3 % Rückstand entsprechen. Berechnet man den Kalkstein für die Tonne mit 3,50 ℳ loco Hütte, so haben diese 12 t Kalkstein einen Wert von $13 \cdot 3{,}50 = 42$ ℳ. Auf obige 8,4 t Asche kommen bei Verwendung von Kalk mit 57 % schlackengebenden Bestandteilen:

$$8{,}4 \cdot \frac{80}{100} + 12 \cdot \frac{57}{100} = 13{,}56 \text{ t Schlacke und}$$

$$12 \cdot \frac{43}{100} = 5{,}16 \text{ t Kohlensäure.}$$

Ferner sind erforderlich an Kohlenstoff bei einer Windtemperatur von 600° C:

	Kohlenstoff
zum Schmelzen der Schlacke	13,36 · 0,16 = 2,16 t
zum Austreiben der Kohlensäure	5,16 · 0,29 = 1,49 t
	Summa 3,65 t,

welche ihrerseits in 4,2 t Koks (mit 7 % Asche und 87 % Kohlenstoff) enthalten und entsprechend einem Kokspreis in Höhe von 25 *M* für die Tonne loco Hütte 4,2 · 25 = 105 *M* kosten. Es stellen sich sonach die Unkosten bei Koks mit 7 % Asche auf:

	42,— *M*	für Kalk zum Verschlacken,
	105,— *M*	„ Koks zum Schmelzen
Summa	147,— *M*.	

Mit jedem Prozent Asche im Koks mehr wächst für 100 t Gießereiroheisen mit 120 t Koksverbrauch die Schlackenmenge um 1,93 t und demgemäß tritt, wie die nachstehende Tabelle I ersehen läßt, eine Erhöhung des Koksverbrauchs jeweilig um 0,67 t ein, und insgesamt wachsen die Gestehungskosten des Roheisens um 22,70 *M*.

Tabelle I.

Einfluß des Aschengehaltes des Koks.

Aschengehalt des Koks		Zum Verschlacken der Asche erforderlich an Kalk		Entstehende Schlackenmenge	Zum Schmelzen der Schlacke erforderlich an Koks		Summa Unkosten
		Menge	Preis (t = 3,50 *M*)		Menge	Preis (t = 25,— *M*)	
%		t	*M*	t	t	*M*	*M*
7	Im aschenfreien Koks 94 % Kohlenstoff	12,00	42,—	13,56	4,20	105,—	147,—
8		13,70	47,95	15,49	4,87	121,75	169,70
9	Kieselsäure 45 % Tonerde 30 % Kalk u. Magnesia 5 %	15,40	53,90	17,42	5,54	138,50	192,40
10		17,10	59,85	19,35	6,21	155,25	215,10
11		18,80	65,80	21,28	6,88	172,—	237,80
12		20,50	71,75	23,21	7,55	188,75	260,50
13		22,20	77,70	25,14	8,22	205,50	283,25
14	in der Asche des Koks	23,90	83,65	27,07	8,89	222,25	305,90

Für ein Hochofenwerk mit einer Tagesproduktion von 300 t Gießereiroheisen ergibt sich sonach bei einer Zunahme des Aschengehaltes des Koks um 4—6 % jährlich eine direkte Mehrausgabe von etwa 100—150000 *M*. Diese Summe dient aber nur zu dem Zweck, die Koksasche zu schmelzen und zu verschlacken; die Kosten für die

Wegschaffung der täglich mehr entstehenden (23—34 t) Schlacke an Material und Löhnen sind nicht einbegriffen. Des weiteren kommt noch sehr in Betracht, daß infolge des erhöhten Kalksteinzuschlags die Hochofengase reicher an Kohlensäure werden, daher weniger Brennwert enthalten, so daß die Winderhitzer und Kessel schlechter geheizt werden; jede Ermäßigung der Windtemperatur zieht aber im Hochofen eine Erhöhung des Koksverbrauchs nach sich und jede Erniedrigung der Verdampfziffer muß durch den Verbrauch von Kesselkohle ausgeglichen werden. Last not least wird zur Verschlackung der Koksasche, sowie zur Verbrennung des hierzu benötigten Mehraufwandes an Koks eine größere Windmenge erforderlich, welche für die Roheisenerzeugung verloren geht und wodurch diese abnehmen muß.

Beim Aschengehalt des Gießereikoks spielt der pekuniäre Schaden weniger als beim Hochofenkoks die erste Rolle, indem entsprechend dem geringeren Koksverbrauch im Kupolofen die diesbezüglichen Verlustziffern sich nur auf 20—15 % der in der Tabelle I angegebenen Unkosten belaufen; immerhin aber machen sich auch solch kleinere Zahlen, besonders in den Jahren der schlechten Konjunktur, bei den Gießereien noch bemerkbar. Der Schwerpunkt liegt beim Gießereikoks nach der technischen Seite hin, weil im Kupolofen ein Endprodukt erzeugt wird und nicht erst, wie im Hochofen, ein Rohstoff, der noch mittels anderer Prozesse weiter verarbeitet und von seinen unnötigen und schlechten Bestandteilen befreit wird. Je mehr Asche der Gießereikoks aufweist, desto mehr wird im Kupolofen dem ungeschmolzenen Roheisen Gelegenheit gegeben, aus der Schlacke verunreinigende Elemente aufzunehmen, so daß die Gefahr vorliegt, daß der Guß mehr oder minder fehlerhaft oder gar unbrauchbar wird; zudem darf auch die Schlackenmenge nicht über 5 % des Roheisengewichtes steigen, wenn nicht Unannehmlichkeiten und Störungen bei der Ofenbedienung entstehen sollen. Aus diesen Gründen wächst der Wert einer Gießereikoksmarke um so mehr, je aschenreiner sie ist. Guter Gießereikoks enthält nicht mehr als 6 % Asche, sollte aber 7 % als obere Grenze nicht überschreiten. Nächst der Asche beeinträchtigt der Feuchtigkeitsgehalt den Brennwert des Koks in scharfer Weise. Jedes Prozent Wasser im Koks verringert nicht nur seinen Kohlenstoffgehalt, sondern bedarf auch noch zur Verdampfung in den Schmelzöfen nicht geringer Wärmemengen, und zwar im Kupolofen ein Viertel und im Hochofen bei Anwendung einer Windtemperatur von 600° C ein Fünftel seines Gewichtes an Kohlenstoff; außerdem vergrößert das Wasser des Koks noch den Wassergehalt der Hochofengase unter gleichzeitiger Verringerung ihres Verbrennungswertes. Mit jedem Prozent Wasser im Koks mehr oder weniger nimmt der Koksverbrauch auf 100 t Gießereiroheisen bei Anwendung einer Windtemperatur von 600° C um etwa

$^1/_3$ t und bei Darstellung von siliziumarmen Roheisensorten um etwa $^1/_4$ t zu. Aus der folgenden Tabelle II, welche wie Tabelle I für 100 t Gießereiroheisen mit 120 t Koksverbrauch berechnet ist, gehen die entsprechenden Unkosten für die verschiedenen Feuchtigkeitsgrade des Koks hervor, wobei einem Wassergehalt von 2 % im Koks und 120 t Koksverbrauch $\frac{120 \cdot 2}{100} = 2{,}4$ t Wasser entsprechen, welche $2{,}4 \cdot 0{,}2 = 0{,}48$ t Kohlenstoff zur Verdampfung benötigen oder 0,571 t Koks mit 10 % Asche und 84 % Kohlenstoff.

Tabelle II.

Einfluß des Feuchtigkeitsgehalts des Koks.

Feuchtigkeitsgehalt des Koks	Zum Verdampfen des Wassers erforderlich an Koks	
	Menge	Preis (t = 25,– M)
%	t	M
2	0,571	14,27
3	0,867	21,67
4	1,170	29,25
5	1,482	37,02
6	1,800	45,—
7	2,127	53,17
8	2,462	61,55
9	2,805	70,12
10	3,158	78,95
11	3,520	88,00
12	3,892	97,30

Die Tabelle zeigt, wie sehr der Nässegehalt des Koks bei seiner Bewertung Berücksichtigung finden muß; stellen sich doch für ein Hochofenwerk mit 300 t täglicher Gießereiroheisenerzeugung die jährlichen Verluste bei einer Erhöhung des Wassergehalts im Koks um 4—8 % auf rund 36—75000 M. Es kann daher heute, wo die Koksöfen mit geringerer Garungszeit arbeiten und daher in erhöhtem Maße darauf angewiesen sind, auch des Nachts Koks zu stoßen und zu löschen, nicht genug betont werden, den Koks nicht mit zu dickem Wasserstrahl zu löschen und sich gleichzeitig nicht dadurch, daß der Koks in der Nacht länger glühend erscheint, von einem sparsamen Löschen abbringen zu lassen. Koks von guter Beschaffenheit soll einen Wassergehalt von nur 2—4 % aufweisen; für marktgängige Ware, die früher bis höchstens 6 % Feuchtigkeit enthielt, bilden heute Gehalte von 8—10 %, ja selbst 12 % manchmal keine besondere Ausnahme.

Während Feuchtigkeit und Asche direkt durch Verringerung des Brennstoffgehalts den Wert des Koks vermindern, beruht der

Nachteil des Schwefels im Koks auf anderen Erscheinungen, die aber indirekt seine Bewertung nicht minder beeinflussen. Berechnen wir die Unkosten, welche ein normaler Schwefelgehalt von 0,8 % im Koks beim Erblasen von Roheisen hervorruft, so werden dem Hochofen bei 120 t Koksverbrauch auf 100 t Gießereiroheisen $1{,}2 \cdot 0{,}8 = 0{,}96$ t Schwefel zugeführt; diese brauchen $0{,}96 \cdot 3{,}5 = 3{,}36$ t Kalkstein mit 3 % Rückstand zur Bindung, welche bei einem Kalksteinpreis von 3,50 ℳ für die Tonne loco Hütte einen Wert von $3{,}36 \cdot 3{,}5 = 11{,}76$ ℳ haben. Für Kalkstein mit 57 % schlackengebenden Bestandteilen entstehen demnach $3{,}36 \cdot \frac{57}{100} + 0{,}96 = 2{,}875$ t Schlacke und $3{,}36 \cdot \frac{43}{100} = 1{,}445$ t Kohlensäure. Hiernach bleiben bei einer Windtemperatur von 600° C an Kohlenstoff aufzuwenden:

	Kohlenstoff
zum Schmelzen der Schlacke	$2{,}875 \cdot 0{,}16 = 0{,}4600$ t
zum Austreiben der Kohlensäure	$1{,}445 \cdot 0{,}29 = 0{,}4190$ t
	Summa 0,8790 t,

welche bei 84 % C im Koks und einem Preise von 25 ℳ loco Hütte 1,046 t Koks entsprechen mit einem Kostenpunkte von $1{,}046 \cdot 25 = 26{,}15$ ℳ, so daß sich die Gesamtunkosten bei 0,8 % S im Koks stellen auf:

11,76 ℳ	für Kalk und
26,15 ℳ	für Mehraufwand an Koks
Summa 37,91 ℳ.	

Der Schaden, den jedes weitere Zehntel-Prozent Schwefel im Koks für 100 t Gießereiroheisen mit 120 t Koksverbrauch hervorruft, geht aus der nachstehenden Tabelle III hervor.

Wenngleich diese Verlustziffern nicht so stark in die Erscheinung treten, wie die in Tabelle I erhaltenen, so ersieht man doch den pekuniären Einfluß, den ein Unterschied im Schwefelgehalt des Koks auf die Roheisenselbstkosten ausübt. Wer Koks mit 1,6—2,5 % Schwefel im Hochofen verschmilzt, wird die Tonne Gießereiroheisen um 0,37—0,80 ℳ teurer erblasen als bei Verwendung eines Koks mit 0,8 % Schwefel; für ein Werk mit 300 t täglicher Roheisenerzeugung ergibt dies jährlich vergleichungsweise etwa 40—85000 ℳ Mehrkosten. Diese Summen zeigen, wie verschieden in dieser Hinsicht manche Hochofenbezirke gestellt sind; die Verbraucher von westfälischem Koks, der im Mittel 1,1 % Schwefel enthält, werden mehr begünstigt als die Oberschlesier, welche höheren Gehalt, bis zu 2 %, Schwefel verschmelzen; die südrussische Hochofenindustrie basiert auf einem Koks mit 1,75—2,5 % Schwefel, unser schärfster Konkurrent England verbraucht Koks mit unter 1 % Schwefel im Durchschnitt, während die nordamerikanische Eisenindustrie bekanntlich den schwefel-

Tabelle III.
Einfluß des Schwefelgehaltes des Koks.

Schwefelgehalt des Koks	Zum Binden des Schwefels erforderlich an Kalk		Zum Schmelzen des Schwefels und Kalks erforderlich an Koks		Summa Unkosten
	Menge	Preis (t = 3,50 ℳ)	Menge	Preis (t = 25,— ℳ)	
%	t	ℳ	t	ℳ	ℳ
0,8	3,36	11,76	1,046	26,15	37,91
0,9	3,78	13,23	1,177	29,42	42,65
1,0	4,20	14,70	1,308	32,70	47,40
1,1	4,62	16,17	1,438	35,95	52,12
1,2	5,04	17,64	1,569	39,22	56,86
1,3	5,46	19,11	1,699	42,47	61,58
1,4	5,88	20,58	1,830	45,75	66,33
1,5	6,30	22,05	1,960	49,—	71,05
1,6	6,72	23,52	2,091	52,27	75,79
1,7	7,14	24,99	2,222	55,55	80,54
1,8	7,56	26,46	2,353	58,82	85,28
1,9	7,98	27,93	2,484	62,10	90,03
2,0	8,40	29,40	2,615	65,37	94,77
2,25	9,45	33,07	2,942	73,55	106,62
2,50	10,50	36,75	3,269	81,72	118,47

reinsten Koks ihr eigen nennt, schwefelreiner als bei uns der beste Gießereikoks.

Den Hauptschaden ruft hoher Schwefelgehalt des Koks in betriebstechnischer Hinsicht hervor. Der Koksschwefel unterliegt im Hochofen beim Niedergange der Beschickung nicht wie der Schwefel der Erze oder des Kalksteins dem Einfluß der Temperatur usw., sondern gelangt fast unversehrt vor die Formen und trifft dort mit dem schon flüssigen Eisen zusammen, das gemäß seiner großen Verwandtschaft zum Schwefel intensiv sich mit diesem zu vereinigen strebt; bei dem geringsten Fehler in der Silizierung der Schlacke bzw. Zusammensetzung derselben oder der Temperaturhöhe und der Stärke der Windpressung findet der Übergang des Schwefels in das Eisen statt. Darin liegt die Hauptschwierigkeit in der Verwendung schwefelreicher Koksmarken. Und je höher der Schwefelgehalt im Koks, desto weniger genügt zur Schwefelbindung die Basizität der Schlacke, es muß bei einem höheren Gehalt als $1^1/_2$ % Schwefel auch die Schlackenmenge vergrößert werden, so daß sich naturgemäß die Ofenproduktion verringert und die Gestehungskosten des Roheisens wachsen. Wenn bei normalem Schwefelgehalt im Koks eine Schlackenmenge von 0,5—0,6 t für die Tonne Roheisen zur Verhinderung des Übertritts von Schwefel in das Roheisen genügt, so steigt die erforderliche Schlackenmenge bei über 1,5 % Schwefel im Koks auf mindestens 0,8 t Schlacke, bei über 2 % Schwefel auf 0,9—1,0 t, und bei $2^1/_2$—3 % Schwefel werden 1—1,2 t Schlacke auf die Tonne Roheisen benötigt. Der höchste Schwefelgehalt, den ein Koks bei seiner

Verwendung im Hochofen aufweisen darf, beträgt 3—3½ %; hiermit nimmt die Roheisenerzeugung um 20—30 % ab gegenüber einem Betrieb mit normalem Koksschwefelgehalt.

Im Gießereikoks darf der Schwefelgehalt nicht eine solche Höhe erreichen wie im Hochofenkoks, weil der Charakter des Gußeisens als Fertigprodukt vor allem möglichst schwefelreinen Koks verlangt. Für die Gießerei gilt der Schwefel mit vollem Recht als der unangenehmste Bestandteil der Koksasche; er läßt sich zwar durch angemessenen Kalksteinzuschlag größtenteils in die Schlacke überführen, aber hier ist doch eine Grenze gezogen, insofern bei steigendem Kalkgehalt die Schlacke schwerschmelzig wird, die Formöffnungen verstopft und sich nur schwer aus dem Ofen ziehen läßt, so daß der Ofen unregelmäßig geht. Insbesondere muß ferner berücksichtigt werden, daß die wenigsten Gießereien über ein Laboratorium verfügen, also bei einem Wechsel des Schwefelgehalts im Koks den Kalkzuschlag nicht entsprechend ändern können. Aus diesen Gründen darf Gießereikoks erstens nur möglichst wenig Schwefel enthalten und zweitens möglichst wenig in seinem Schwefelgehalte wechseln. Je gleichmäßiger die Schwefelanalyse im Koks, desto besser für die einzelne Gießerei. Die Scheu vor dem Schwefel liegt eben hauptsächlich in der Unkenntnis des Schwefelgehaltes begründet; würde bei jeder Kokssendung die Durchschnittsschwefelanalyse mit angegeben sein, so würden die Gießereiingenieure gar nicht so ängstlich und vorsichtig in der Schwefelfrage sein. Denn es liegt klar auf der Hand, daß ein Gießereikoks mit niedrigem Schwefelgehalt bei ungenügendem Kalksteinzuschlag schädlicher wirken wird als ein Koks mit mehr Schwefel bei hinreichender Schlackenbasizität. Ansprüche, wie sie in Amerika neuerdings mehrfach laut geworden sind, dahin gehend, daß beim Schwefelgehalt des Gießereikoks es auf 0,01 % schon ankäme, halte ich für zu weitgehend und unbegründet. Man kann wohl zwecks Verwendung für Qualitätsguß, z. B. Stahlwerkskokillen usw., ein Maximum mit 0,75 % Schwefel im Gießereikoks festsetzen, aber man darf andrerseits nicht vergessen, daß sich, allerdings unter Kostenerhöhung, durch Zusatz von etwa 1 % Manganerz, selbst Koks mit 2 % Schwefel im Kupolofen verschmelzen läßt, ohne daß der Guß Schwefel aufnimmt. Da metallisches Mangan den Schwefel sehr wirksam abscheidet und Schwefelmangan in geschmolzenen Silikaten sich leicht löst und infolge seines höheren Schmelzpunktes leichter erstarrt als kohlenstoffhaltiges Eisen, so können Kokereien, welche schwefelreiche Kohle verkoken, durch Beimischung einer kleinen Menge Manganerz einen Koks erzeugen, der den Schwefel in neutraler, unschädlicher Form aufweist und mithin trotz seines hohen Schwefelgehalts sich noch für Gießereizwecke sowohl als auch für den Hochofenbetrieb vorzüglich eignet und einen größeren Wert erhält.

Auf die Bewertung des Koks haben seine anderen chemischen Bestandteile, soweit es sich um pekuniären Schaden handelt, keinerlei Einfluß; nur müssen Hochofenwerke, welche Hämatit für Spezialzwecke oder auch Bessemerroheisen darstellen, den Phosphorgehalt nicht außer acht lassen. Koksmarken mit 0,02—0,03 % Phosphor, wie sie z. B. im Ruhrrevier vorkommen, oder gar wie im Ostrauer Bezirk mit 0,05 % Phosphor und in Belgien bis 0,07 % können beim Erblasen phosphorarmer Roheisensorten nicht Verwendung finden.

Hinsichtlich der Analysierung des Koks sei auf die Wichtigkeit der Probenahme hingewiesen. Die einzelnen Koksstücke, welche durch Spaltung des Kokskuchens beim Ausdrücken aus dem Koksofen sich bilden, sind an den Seitenschichten erheblich aschenreicher als in der Mitte; desgleichen stellt sich der Nässegehalt in der Mitte geringer, und die aschenreicheren Stellen werden wieder mehr Schwefel und Phosphor enthalten als die aschenärmeren; und da ferner die Festigkeit des Koks nach der Mitte zu wesentlich abnimmt, so läuft man beim Abschlagen einzelner kleiner Probeteilchen von dem Koksstück leicht Gefahr, die weniger festen Teilchen zuerst abzuschlagen; diese aber geben dann ein falsches Bild. Zum richtigen Durchschnitt gehören ganze Koksstücke.

Rechnet man die in den Tabellen I—III für 100 t Gießereiroheisen mit 120 t Koksverbrauch erhaltenen Verlustziffern auf die 100 t Koks um, so verknüpfen sich bei 25 ℳ Kokspreis loco Hütte mit je 1 % Asche mehr oder weniger je ± 18,92 ℳ, mit je 1 % Feuchtigkeit mehr oder weniger ± 6,92 ℳ, mit je 0,1 % Schwefel mehr oder weniger ± 3,95 ℳ. Dementsprechend läßt sich, ohne Berücksichtigung des indirekten Schadens, für die Bewertung des Koks für die Tonne folgende Formel aufstellen:

$$x = a \pm \left(b \cdot 18{,}92 + c \cdot 6{,}92 + d \cdot 3{,}95 + \frac{a}{e\,100}\right),$$

wobei:

a = Preis für die Tonne Normalkoks mit 9 % Asche, 4 % H_2O, 1 % S, 6 % Staub;

b = ± Unterschied in Prozenten zwischen dem Normalaschengehalt von 9 % und dem durch die Analyse festgestellten;

c = ± Unterschied in Prozenten zwischen dem Normalnässegehalt von 4 % und dem durch die Analyse gefundenen;

d = ± Unterschied in Zehntelprozenten zwischen dem Normalschwefelgehalt von 0,1 % und dem analysierten;

e = ± Unterschied in Prozenten zwischen dem Normalgehalt an Koksabrieb in Höhe von 6 % und dem sich in Wirklichkeit ergebenden.

Stellt sich z. B. der Preis für die Tonne Normalkoks auf 25 ℳ loco Hütte (einschl. Auslade- und Allgemeinkosten), so hat ein Koks mit 12 % Asche, 10 % Feuchtigkeit, 1,7 % Schwefel und 9 % Staub folgenden Wert:

$$x = 25 - \frac{(3 \cdot 18{,}92 + 6 \cdot 6{,}92 + 7 \cdot 3{,}95 + 3{,}25)}{100}$$

oder:

$$x = 25 - 2{,}01 = 22{,}99 \text{ ℳ};$$

ferner würde der Wert eines Koks mit 7 % Asche, 3 % Wasser, 0,8 % Schwefel und 4 % Staub am Empfangsort wie folgt betragen:

$$x = 25 + \frac{(2 \cdot 18{,}92 + 1 \cdot 6{,}92 + 2 \cdot 3{,}95 + 2{,}25)}{100}$$

oder:

$$x = 25 + 1{,}03 = 26{,}03 \text{ ℳ}.$$

V. Feuerfeste Materialien.

Man unterscheidet hinsichtlich der feuerfesten Steine natürliche Gesteine, welche nur behauen und bearbeitet zu werden brauchen, und künstliche, aus mineralischen Rohstoffen hergestellte. Zu den ersteren gehört der Puddingstein, der aus abgerundeten Quarzstücken mit kieseligem Bindemittel besteht, in Belgien und England vorkommt und für Hochofenböden Verwendung findet. Die zweite Klasse wird in folgende Arten eingeteilt:

1. Quarzhaltige oder Dinassteine,
2. Tonhaltige oder Schamottesteine,
3. Magnesithaltige oder Magnesitsteine,
4. Kohlenstoffhaltige oder Kohlenstoffsteine,
5. Dolomithaltige oder Dolomitsteine,
6. Karborundumhaltige oder Karborundumsteine.

Die Dinassteine werden aus Quarzit hergestellt und sind gegen saure Schlacken widerstandsfähig; sie werden zum Bau von sauren Martinöfen benutzt.

Die Schamottesteine zerfallen, je nachdem saure oder basische Rohmaterialien (d. h. Quarzit, Quarzsand, Klebsand, Ganister oder Schieferton, Kaolin, plastischer Ton) für die Herstellung benutzt sind, in:

a) Tonschamottesteine, die nur tonerdehaltige Bestandteile enthalten und für Gestell und Rast der Hochöfen, d. h. überall bei hohen Temperaturen und basischen Schlacken, Verwendung finden; sie sollen möglichst dichte Oberfläche haben, um der Schlacke widerstehen zu können;

b) Quarzschamottesteine, welche kieselsäurehaltige Rohstoffe, sowie Schamotte und Ton aufweisen; sie eignen sich für Temperaturschwankungen und mechanische Angriffe, z. B. im Hochofenschacht, durch heruntergehende Beschickung; je weniger Eisenoxyd die Schachtsteine enthalten, desto besser, weil es durch Kohlenoxyd zu metallischem Eisen reduziert wird und dabei aufschwillt, sowie mit pulverförmiger Kohle bedeckt wird, so daß der Stein schwach wird;

c) Quarzsteine, hauptsächlich aus kieselsäurehaltigen Rohmaterialien zusammengesetzt, Ton nur als Bindemittel; sie werden benutzt bei sauren Schlacken, für Angriffe durch Flugasche und sogen. trockene Hitze in den Deckengewölben der Schmelzöfen.

Die Magnesitsteine dienen zum Schutz gegen Angriffe durch Alkalien und als ein den höchsten Temperaturen widerstehender basischer Baustoff.

Die Kohlenstoffsteine gelten als Material für Hochofenboden, -gestell und -rast; sie werden hergestellt aus 4 Teilen gemahlenem Koks und 1 Teil Teer; das spezifische Gewicht beträgt 1,2—1,4 und die Druckfestigkeit 325 kg pro qcm.

Die Dolomitsteine braucht man zur Herstellung der Thomaskonverterböden und der Futter für die Dolomitbrennöfen; man fabriziert sie aus 3 Teilen scharf gebranntem Dolomit, 1 Teil schwach gebranntem Dolomit und 18—20 % Teer.

Die Karborundumsteine haben sich an den heißesten Stellen des Martinofens bewährt; ihre Druckfestigkeit beläuft sich auf 680 kg pro qcm; sie werden hergestellt aus gemahlenem Karborundum und einem anorganischen Bindemittel (z. B. Ton) unter hohem Druck.

Die feuerfesten Mörtel bestehen für Dinassteine aus gemahlenem Quarz und gutem Bindeton; für Quarzschamottestein aus Klebsand oder aus einer Mischung von feinem Sand, gemahlenen Steinbrocken und Bindeton; für Tonschamottesteine aus fein gemahlenem Schamotte- und Bindeton; für Magnesitsteine aus gemahlenem gebrannten Magnesit und wasserfreiem Teer; für Kohlenstoffsteine aus einer Mischung von 2 Teilen Koksstaub und 1 Teil Tonmehl; für Steine in „trockener Hitze" aus Schamotte in Mischung mit ton- und graphithaltigen Abfällen; Dolomitsteine endlich werden nur mit Teer bestrichen.

VI. Sandhaltige Materialien.

Man teilt die sandhaltigen Materialien für Gießereiformzwecke ein in Formsand, Kernsand und Feuersand; sie müssen möglichst frei von Feuchtigkeit und organischen Bestandteilen sein und dürfen keine Steine enthalten.

Der Formsand wird für Eisenguß verwandt; seine chemische Zusammensetzung soll sich gemäß nachstehenden Analysen nach der Größe der Eisengußteile richten, vor allem aber kommt eine gleichmäßige und hinreichend kleine Korngröße in Betracht, welche durch Siebe von verschiedener Maschenweite festgestellt wird. Ein Formsand darf nicht zu viel Ton aufweisen (max. 10—12 %) und nicht zu viel Flußmittel (Kalk, Magnesia, Eisenoxyd und Alkalien), welche die Feuerfestigkeit beeinträchtigen.

Beim Kernsand spielt der Feinheitsgrad eine noch größere Rolle als beim Formsand, und desgleichen hinsichtlich der Analyse der Tonerdegehalt; letzterer soll sich möglichst gering stellen. Als Bindemittel dienen Harz, Mehl, Flußspat u. dgl.

Feuersand wird für Stahlformguß benutzt und zur Erzielung der nötigen Feuerfestigkeit, welche durch die hohe Gießtemperatur des Stahls bedingt wird, mit feuerfestem Ton vermischt. Die chemische Zusammensetzung des Feuersandes soll der folgenden Analyse möglichst nahekommen.

Gießereisand-Analysen.

Bezeichnung	Formsand für leichten Eisenguß	Formsand für mittleren Eisenguß	Formsand für schweren Eisenguß	Kernsand	Feuersand
Kieselsäure....	82,21	85,85	88,40	94,30	98,04
Tonerde	9,48	8,27	6,36	1,95	1,40
Eisenoxyd	4,25	2,32	2,00	0,33	0,06
Kalk	0,38	0,68	0,78	0,90	0,20
Magnesia	0,32	0,81	0,50	0,54	0,16
Wasser	2,64	1,68	1,73	1,05	0,14

Kapitel III.

Hochofenindustrie.

I. Hochofenbau und -betrieb.

Die Darstellung des Roheisens erfolgt in Öfen, welche wegen ihrer großen Höhe „Hochöfen" genannt werden. Die ersten Hochöfen wurden im 14. Jahrhundert im Siegerland und in Thüringen erbaut und mit Holzkohle betrieben; Anfang des 16. Jahrhunderts finden wir die Roheisenfabrikation erst in England. Wenngleich aber in Deutschland die Herstellung von Koks aus Steinkohlen zuerst gelang und durch Herzog Julius von Braunschweig-Lüneburg, den verdienstvollen Förderer der Harzmontanindustrie, schon seit 1584 bekannt geworden

war, einige Jahre früher als in England, so hat doch die britische Eisenindustrie zuerst Koks statt Holzkohle im Hochofen verwandt. Bereits im Jahre 1619 gelang es Dud Dudley zu Pensant in Worcestershire, Koksroheisen zu erblasen und zwar wöchentlich 3 t. Allerdings gerieten die Erfahrungen des genialen Erfinders infolge des Bürgerkrieges wieder auf Jahre hinaus derart in Vergessenheit, daß erst 1735 die Koksroheisenfabrikation durch Abraham Darby zu Colebrookdale in Shropshire wieder und zwar dauernd aufgenommen wurde; immerhin jedoch wurde man in Deutschland und auf dem Kontinent überhaupt erst durch eine Beschreibung des englischen Kokshochofenbetriebes wieder auf die Koksfabrikation und die Verwendung von Koks im Hochofen aufmerksam. Dem Fürsten Wilhelm Heinrich von Nassau-Saarbrücken war es vorbehalten, auf seiner Fischbacherhütte bei Sulzbach als erster auf dem Kontinent Koksroheisen zu erblasen. Mit seinem Tode 1768 und der damit zusammenhängenden Verpachtung der fürstlichen Hütte an Private kam diese Fabrikationsmethode indes wiederum zum Erliegen. Im Jahre 1785 erbaute der Engländer William Wilkinson zu le Creusot den ersten kontinentalen Kokshochofen für dauernden Betrieb, und auf Anraten seines Bruders, des Kokseisenwerksbesitzers John Wilkinson in Bedfordshire, ließ Graf Reden in Oberschlesien 1796 den ersten Kokshochofen Deutschlands auf der Gleiwitzer Hütte in Oberschlesien erbauen. In Westdeutschland hatten die 1790 auf der Hoffnungshütte in Sterkrade angestellten Versuche, Koksroheisen zu erblasen, keinen Erfolg; erst 1836 verhüttete die fiskalische Loherhütte bei Dahlbruch im Siegerland dauernd Ruhrkoks. Im Saarrevier erfolgte Anfang der 20er Jahre auf der Königlichen Hütte zu Geislautern die Einführung des Kokshochofenbetriebes.

Der Hochofen setzt sich gemäß Zeichnung 1 aus drei Teilen zusammen: aus „Schacht“ und „Rast“ in Form zweier abgestumpfter Kegel, welche mit der größeren Grundfläche aufeinander gesetzt sind, und aus einem zylindrischen Teile, dem „Gestell“. Der oberste Teil des Ofens, welcher den Abschluß des Schachtes bildet, heißt „Gicht“ und der unterste Teil des Ofens, auf dem zugleich das Gestell ruht, wird „Bodenstein“ genannt. Die Stelle, wo Schacht und Rast zusammenstoßen, bezeichnet man als Kohlensack. Da die Erze beim Niedergange im Ofen unter dem Einfluß der Temperatur (bis zu 1200° C) anschwellen und aufquellen, so muß der Schacht sich nach unten hin allmählich erweitern, während die Rast im Gegensatz hierzu entsprechend der bei höherer Temperatur eintretenden Volumenverminderung der Materialien stark zusammengezogen wird. Ist diese Zusammenziehung der Rast im Verhältnis zur Kohlensackbreite sehr groß, so daß die Veränderung des Hochofenprofils zu plötzlich eintritt und ein unregelmäßiges Niedergehen der Materialien zu befürchten

bleibt, so schaltet man zwischen Rast und Schacht noch einen zylindrischen Teil als Kohlensack ein.

Von der Weite des Gestells hängt vorwiegend die Leistungs-

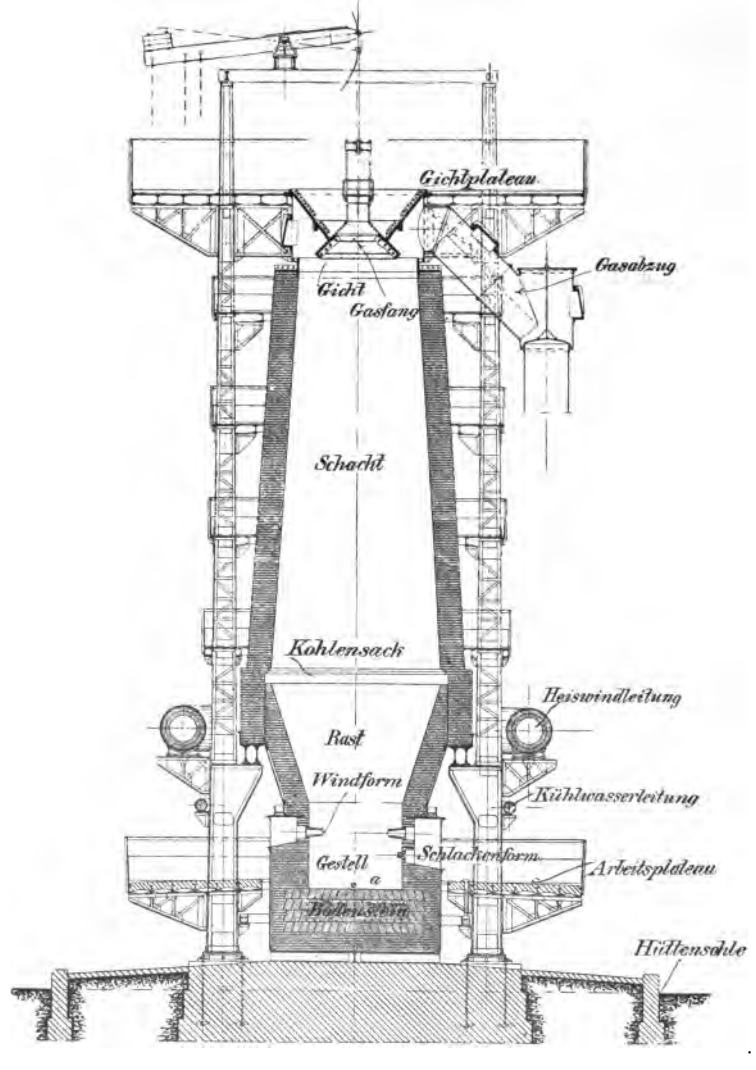


Abb. 1. Hochofen mit geschlossener Brust und Lürmannscher Schlackenform.

fähigkeit des Hochofens ab, wie die folgende Tabelle des Näheren erkennen läßt, wobei aber bemerkt sei, daß für graues Roheisen die Gestellbreite nicht über 3,50 m hinausgeht.

Beziehung zwischen Gestellweite und Ofenproduktion.

Gestellweite m	Ofenproduktion p. d. t
2,25	50
2,75	100
3,25	150
3,75	200
4,00	250
4,20	300 und mehr
5,20	800

Hochofenprofile.

	Erster Kokshochofen Deutschlands, 1796, Gleiwitz	Buderus	Creuzthal	Hörde	Ilsede	Differdingen	Burbach	U. S. A., Lackawanna
Ges. Höhe	12,89m	23,0 m	17,9 m	22,0 m	22,95m	20,9 m	19,5 m	28,7 m
Kohlensackdurchmesser	3,45 „	6,0 „	7,0 „	6,7 „	6,0 „	6,8 „	6,25 „	7,3 „
Ges. Höhe / Kohlensackdurchmesser	3,70	3,8	2,6	3,3	3,8	3,1	3,1	3,9
Rasthöhe	2,30m	6,0 m	4,0 m	5,2 m	4,25m	6,2 m	6,0 m	7,0 m
Gestellhöhe	1,20 „	2,2 „	2,5 „	1,6 „	2,53 „	2,4 „	1,5 „	3,0 „
Gestellweite	0,80 „	3,0 „	4,0 „	4,0 „	3,5 „	3,5 „	3,0 „	5,18 „
Rastwinkel	—	75°	70°	76°	73°	74°	74°	74°
Produktion	—	100 t	200 t	250 t	240 t	175 t	160 t	800 t
Möllerausbringen	—	34 %	36,5 %	42 %	34 %	30 %	31 %	—

Der Hochofen wird aus Schamottesteinen gebaut, und zwar beträgt die Mauerstärke im Gestell ca. 1,1 m, im Kohlensack ca. 1,0 m und an der Gicht ca. 0,75 m. Gestell und Rast werden unabhängig vom Schacht gebaut, um den Folgen der Steinausdehnung zu entgehen, welche besonders im unteren Teile des Ofens eintreten kann. Abbildung 1 zeigt, wie das Gichtplateau von besonderen Säulen getragen wird und wie der Hochofenschacht sich auf einen Tragkranz stützt, der ebenfalls auf diesen Säulen aufliegt. An dem Tragkranz ist ferner zur Entlastung des Gestells die Rast mittels eines Blechtiegels aufgehängt. Das feuerfeste Mauerwerk wird vom Boden bis zur Gicht mittels Stahlreifen zusammengehalten; vielfach wendet man auch einen vollständigen Eisenpanzer an, vorzugsweise bei Gestell und Rast. Neuerdings werden auch Rast und der untere Teil des Schachtes statt aus Schamottesteinen aus gußeisernen Ringen hergestellt, welche von außen mittels Wassers gekühlt werden (System Burgers). Gestell und Rast kühlt man ebenfalls mit Wasser, sei es durch Berieselung und Bespritzung von außen, sei es durch Kühlkästen, welche in das Mauerwerk eingesetzt werden.

Das Gestell enthält in seinem oberen Teile eine Reihe von Blasformen, 4—20 an der Zahl, welche aus kegelförmigen, wassergekühlten

Metallhülsen bestehen, durch die der Wind mittels eines an die Heißwindleitung angeschlossenen Düsenstockes (Abb. 2) in den Ofen eingeführt wird. Am unteren Teil des Gestells, kurz über dem Bodenstein, befindet sich, nach der Gießhalle zu, eine mit Ton verschlossen gehaltene Öffnung, das „Abstichloch“, aus dem das Roheisen, falls sich genügend angesammelt hat, „abgestochen“ wird. In der Mitte des Gestells liegt, meist an der dem Abstichloch gegenüberstehenden Seite, das „Schlackenloch“, d. h. der Abfluß für die spezifisch leichtere Schlacke (spezifisches Gewicht 2,3 gegen 7,8 beim Eisen). Der

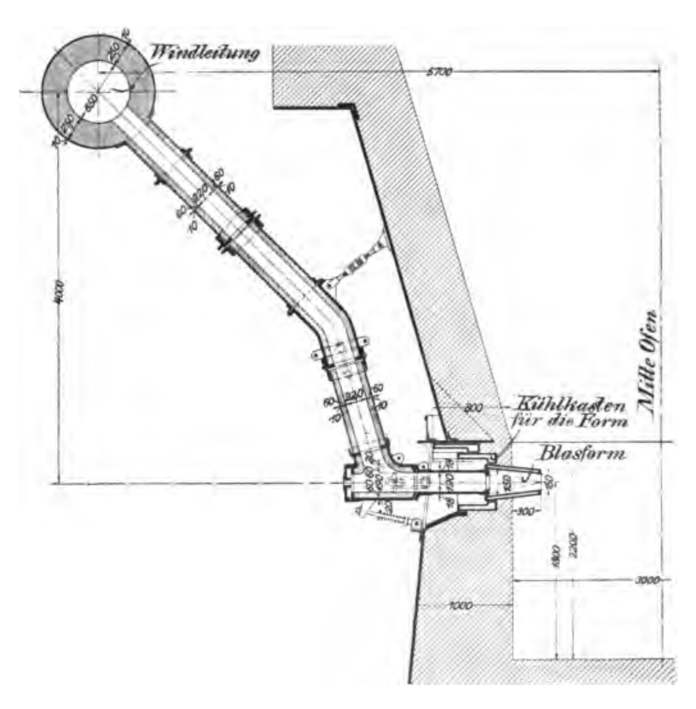


Abb. 2. Düsenstock der Buderusschen Eisenwerke.

Schlackenabfluß vollzieht sich durch die 1867 von Fritz W. Lürmann erfundene sogenannte Lürmannsche Schlackenform, eine der Blasform ähnliche wassergekühlte Metallhülse, welche mit Ton verschließbar ist und nach Abnutzung ausgewechselt werden kann.

Vor Einführung der Lürmannschen Schlackenform war das Hochofengestell gemäß Zeichnung 3 offen. Man nannte diese Hochöfen „Öfen mit offener Brust“ im Gegensatz zu den heutigen Hochöfen mit geschlossener Brust. Bei den Hochöfen mit offener Brust mußten die Schlacken durch den Winddruck im Gestell niedergedrückt und über den oberen Rand des Wallsteines *a* zum Abfluß gebracht werden.

Der Tümpelstein *b* reichte so weit nach unten, daß die Schlacke den Hochofengasen bzw. dem Gebläsewind den Austritt aus den Öfen verwehrte. Natürlich durfte aber nur mit schwacher Pressung in den Ofen geblasen werden, weil sonst die Schlacke nicht mehr als Sperrflüssigkeit dienen konnte. Infolgedessen stellten sich die früheren Hochofenproduktionen auch sehr gering. Die Bedeutung der Lürmannschen Schlackenform fällt besonders ins Auge, wenn wir uns vergegenwärtigen, daß die Vereinigten Staaten, welche am 1. Oktober 1905 in 274 Hochöfen eine wöchentliche Produktion von 452595 t Roheisen erbliesen, für dieselbe Produktion ohne Lürmannsche Schlackenform weit über 2000 Hochöfen und viermal soviel Arbeiter als heute nötig haben würden.

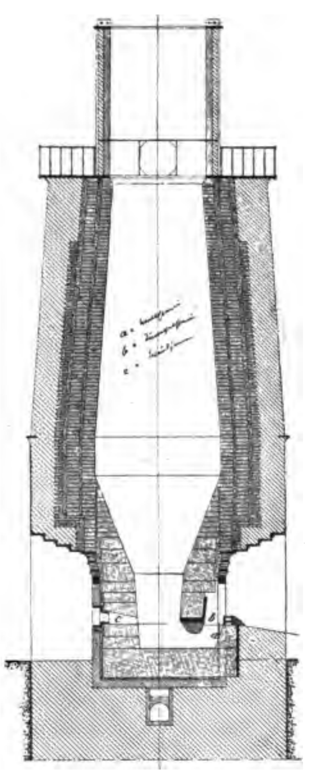


Abb. 3. Hochofen mit offener Brust aus dem Jahre 1852.

Die zur Verbrennung des Koks durch die Windformen in das Gestell eingeführte Luft hat bei der großen Höhe der Hochöfen einen bedeutenden Widerstand zu überwinden und muß daher eine hohe Spannung (bis 1,5 kg pro Quadratzentimeter) besitzen. Diese Spannung erhält die Luft dadurch, daß sie von großen Gebläsemaschinen in Gestalt doppeltwirkender Luftpumpen angesaugt und zusammengedrückt wird. Die Windmenge, welche angesaugt werden muß, hängt ab von dem Koksverbrauch, den der Hochofen hat. Man rechnet gewöhnlich auf 1 kg Koks pro Minute 5 cbm Wind, jedoch nicht unter 4 cbm.

Wenngleich die atmosphärische Luft im Sommer bis zu 13 g Feuchtigkeit pro Kubikmeter enthält, so lohnt es sich doch nicht, die Luft vorzutrocknen, weil die dadurch erzielte Koksersparnis nicht den Kosten der Windtrocknung entspricht. Anders verhält es sich mit der Sauerstoffanreicherung des Windes, welche eher dazu berufen erscheint, eine Ersparnis im Hochofenbetriebe zu erwirken.

Der aus der Gebläsemaschine kommende Wind wird in sogenannten „Winderhitzern" vorher bis auf 900° C vorgewärmt. Es war der Schotte Neilson, der im Jahre 1829 auf den Clyde-Eisenwerken bei Glasgow zuerst die Vorteile der Winderhitzung darlegte, und Fabre du Faur in Wasseralfingen, der als erster die Heizung der Winderhitzer mit Hochofengas erprobte.

Früher benutzte man zur Winderhitzung eiserne Röhrenapparate,

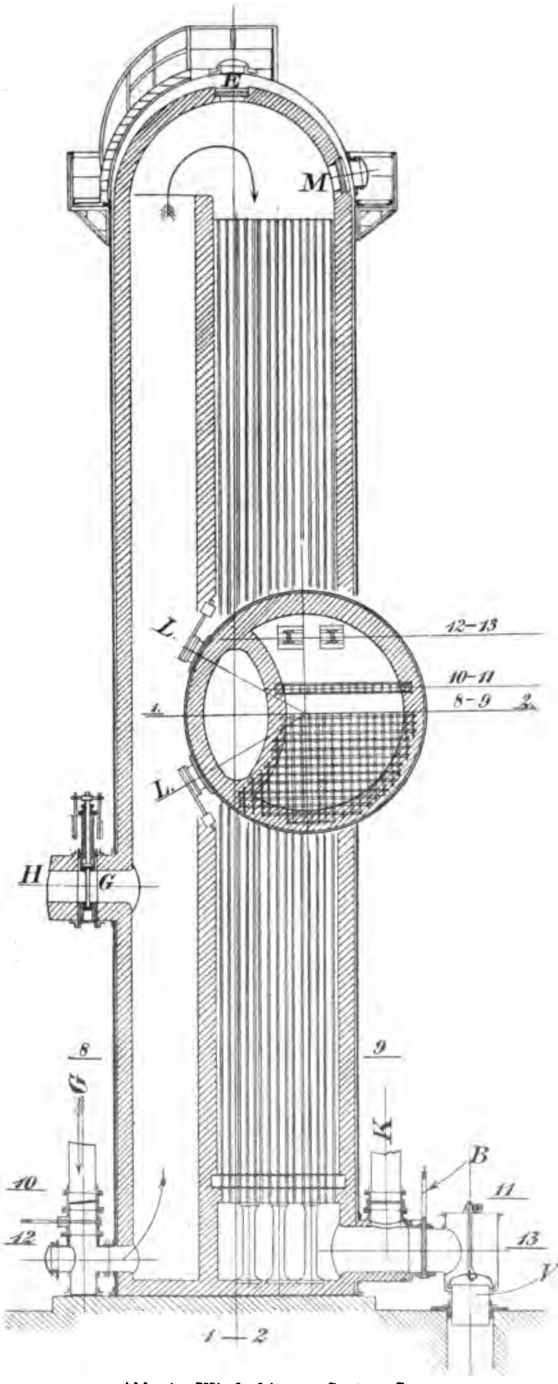


Abb. 4. Winderhitzer. System Cowper.

die aber den Wind nur bis 500 ° erwärmen konnten, weil sie bei höherer Temperatur rasch zerstört wurden. Die heutigen Winderhitzer bestehen gemäß Abbildung 4 aus Blechzylindern von 6 bis 8 m Durchmesser und bis zu 32 m Höhe, welche einen seitlichen Verbrennungsschacht aufweisen und mit einem Gitterwerk aus feuerfesten Steinen ausgesetzt sind (System Cowper). Der Verbrennungsschacht hat entweder kreisrunden oder elliptischen Querschnitt und reicht bis unter die Kuppel; in ihn tritt das Verbrennungsgas durch den Ventilstutzen *G* ein, entzündet sich mit der bei *L* eingeführten Luft, zieht nach der Kuppel und verteilt sich sodann in dem Gitterwerk, aus dem es durch den Ventilstutzen *R* nach dem Schornstein geht. Der kalte Gebläsewind kommt durch das Rohr *K* unter das Gitterwerk, durchzieht dieses, sich dabei an den heißen Steinen erwärmend, und tritt im Verbrennungsschacht bei *H* wieder aus. Da Gase und Wind sich

den kürzesten Weg zum Abzug suchen, d. h. das Bestreben haben, durch die Mitte des Gitterwerks zu ziehen, so wird dieses an den Seiten mit größeren Öffnungen versehen als in der Mitte (200 mm Durchmesser statt 160 mm; System Böcker).

Zur Absperrung des heißen Windes dienen Schieber, welche zweckmäßig mit Wasser gekühlt werden, um der hohen Temperatur und der stark wechselnden Hitze gewachsen zu sein. Für den Verschluß der Gasleitungen benutzt man sowohl beim Eintritt als auch beim Austritt des Gases das Burgersche Drehventil, das vielfach beim Abzug nach dem Schornstein noch durch eine zweite Absperrvorrichtung, die sogenannte Schmidtsche Brille, verstärkt oder auch ganz ersetzt wird.

Für einen Hochofen hat man mindestens drei Cowperapparate nötig, bei großen Öfen, d. h. hohem Windverbrauch, auch deren fünf; man rechnet auf 1 cbm Wind pro Minute nicht unter 2 qm Cowperheizfläche. Der Betrieb der Winderhitzer geht in der Weise vor sich, daß die einzelnen Cowperapparate jeweilig zwei Stunden auf Gas und dann zwei Stunden auf Wind stehen, um dann wieder zwei Stunden mit Gas geheizt zu werden, wie die folgende Übersicht zeigt:

Cowper I	II	III
6— 8 Uhr auf Gas	7— 9 Uhr auf Gas	7— 8 Uhr auf Wind
8— 9 „ „ Wind	9—10 „ „ Wind	8—10 „ „ Gas
9—11 „ „ Gas	10—12 „ „ Gas	10—11 „ „ Wind.

Da beim Umschalten der Winderhitzer Temperaturschwankungen bis zu 20% nichts Seltenes sind, so baut man noch einen sogenannten „Ausgleicher" zu den drei Cowpern hinzu; diese Ausgleicher (von Gjers & Harrison in England erfunden) stellen kleine Winderhitzer von 6 m Höhe und 4 m Durchmesser dar, die ohne Schacht nur mit Gitterwerk ausgesetzt sind und nicht mit Gas geheizt werden, sondern ihre Wärme von dem durchziehenden erhitzten Wind empfangen. Es stellt sich dann der Winderhitzerbetrieb wie folgt:

½ Stunde Cowper und Ausgleicher (letzterer wird erwärmt),
½ „ „ ohne „ (ersterer wird kälter),
½ „ „ und „ (Temperaturverminderung des ersteren wird durch die Temperatur des letzteren ausgeglichen).

Das Füllen und Beschicken des Hochofens geschieht in der Weise, daß Eisenerze, Kalksteine und Koks, welche man zusammen kurz als „Beschickung" bezeichnet, von den jeweiligen Lagerplätzen in kleine Wagen geladen, abgewogen und sodann nach den Aufzügen gefahren werden. Die Aufzüge sind entweder senkrecht, wie in Abbildung 5, oder schräg, wie in Abbildung 6 dargestellt; im ersteren

Falle werden die gefüllten Wagen mittels hydraulischer, pneumatischer, elektrischer oder Dampfkraft auf das Gichtplateau und hierauf von Hand nach der Gicht des Ofens gefahren und dort entleert; in letz-



Abb. 5. Hochofen mit senkrechtem Gichtaufzug.

terem Falle dagegen erfolgt das Emporheben der Wagen elektrisch oder mittels Seilbahnbetriebs direkt auf die Ofengicht, und die Entleerung geht automatisch von statten.

Man schüttet nun nicht die gesamte Beschickung auf einmal in den Ofen, sondern abwechselnd eine Kokscharge oder Koks„gicht“ und eine Erz„gicht“; letztere schließt gleichzeitig auch den zugehörigen

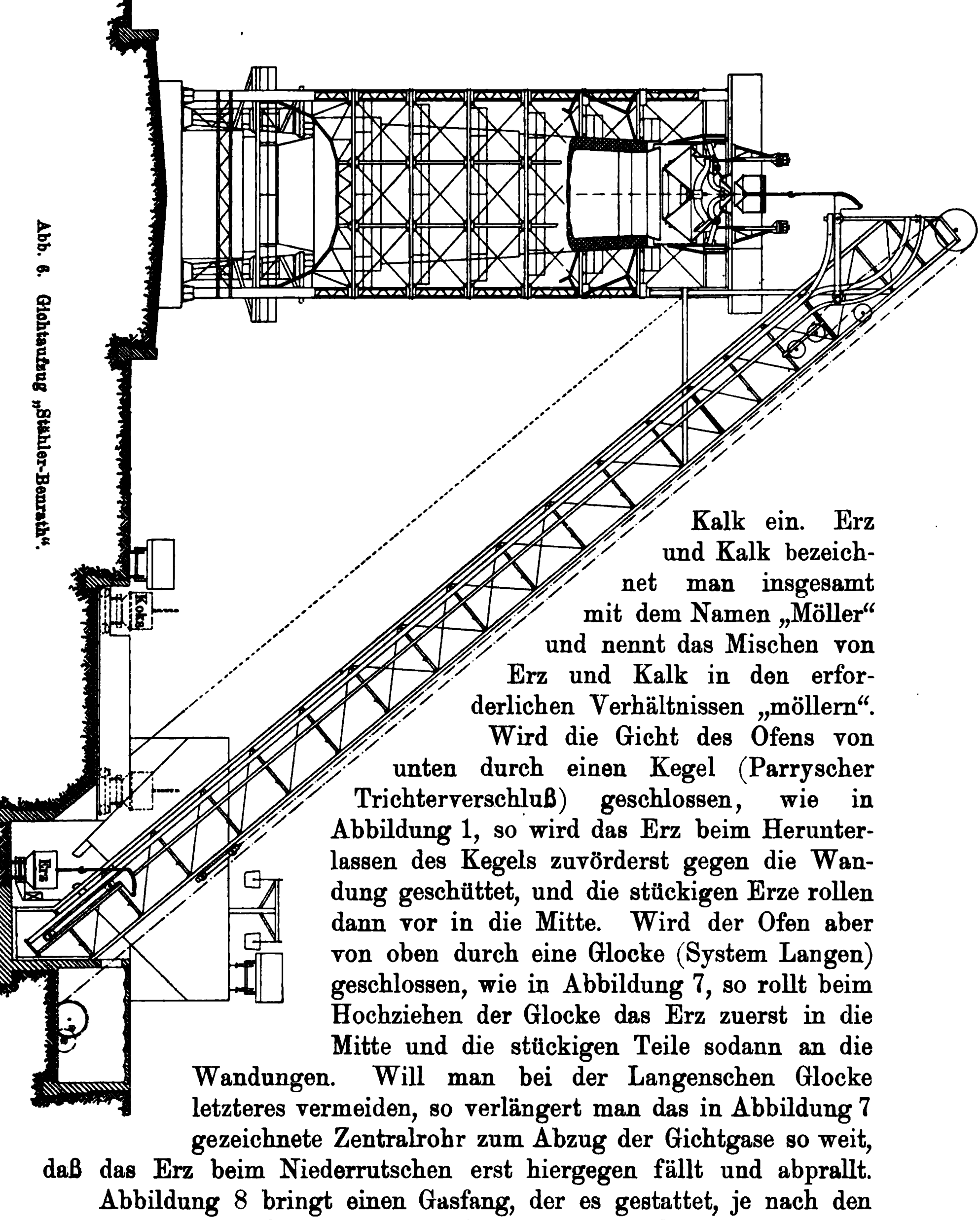


Abb. 6. Gichtaufzug „Stähler-Benrath“.

Kalk ein. Erz und Kalk bezeichnet man insgesamt mit dem Namen „Möller“ und nennt das Mischen von Erz und Kalk in den erforderlichen Verhältnissen „möllern“. Wird die Gicht des Ofens von unten durch einen Kegel (Parryscher Trichterverschluß) geschlossen, wie in Abbildung 1, so wird das Erz beim Herunterlassen des Kegels zuvörderst gegen die Wandung geschüttet, und die stückigen Erze rollen dann vor in die Mitte. Wird der Ofen aber von oben durch eine Glocke (System Langen) geschlossen, wie in Abbildung 7, so rollt beim Hochziehen der Glocke das Erz zuerst in die Mitte und die stückigen Teile sodann an die Wandungen. Will man bei der Langenschen Glocke letzteres vermeiden, so verlängert man das in Abbildung 7 gezeichnete Zentralrohr zum Abzug der Gichtgase so weit, daß das Erz beim Niederrutschen erst hiergegen fällt und abprallt.

Abbildung 8 bringt einen Gasfang, der es gestattet, je nach den Bedürfnissen des Ofenganges die Erz- oder Kokschargen nach dem

Umfang oder der Mitte des Ofens zu schütten. Der Möller wird nach den Wänden des Ofenschachtes in normaler Weise durch Herunterlassen des Parrytrichters *A* geschüttet; will man in die Mitte des Ofens stürzen, so senkt man gleichzeitig auch den Verteiler *B* in die punktierte Lage, so daß das vom Parrytrichter herabrutschende Material erst hiergegen fällt und infolge der Form des Verteilers sodann in die Mitte des Ofens abrutscht.

Beim automatischen Begichten, wie es Abbildung 6 nach System Stähler-Benrath vor Augen führt, wird die Beschickung in großen Fördergefäßen gehoben, welche direkt auf den Ofen aufgesetzt werden und durch Senken des Bodens ein unmittelbares Hinabgleiten der Materialien auf den Kegel ermöglichen. Es findet also auch ein

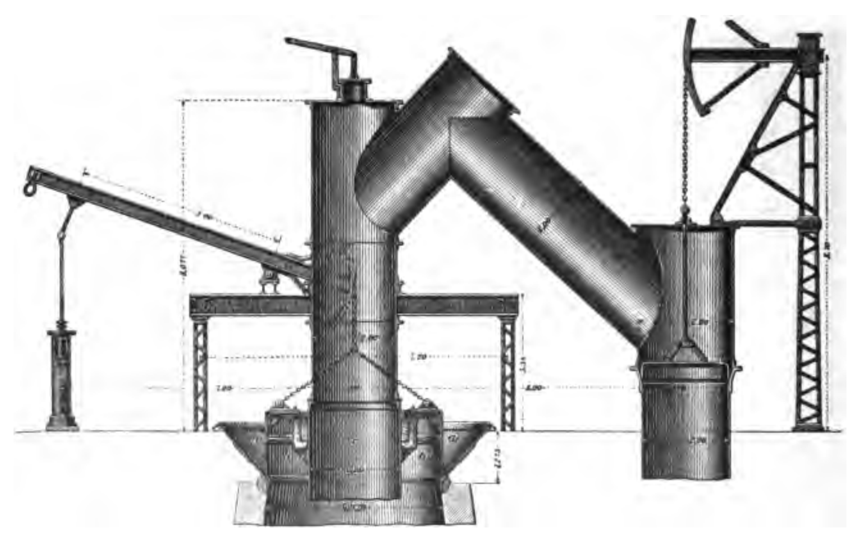


Abb. 7. Langensche Glocke.

doppelter Abschluß des Gasfangs statt, so daß zugleich die Gasverluste während des Gichtens vermieden werden. Bei Anwendung senkrechter Gichtaufzüge und der Begichtung von Hand wird dem nicht minder Rechnung getragen durch Einbau eines Deckelverschlusses. Abbildung 9 veranschaulicht die Langensche Glocke mit Deckelverschluß (System Dr. Neumark), wie er auch in Zeichnung 7 skizziert ist.

Was nun den Hochofenprozeß anbelangt, so spricht man von vier verschiedenen Zonen im Hochofen und unterscheidet im besonderen die Vorbereitungszone, die Reduktionszone, die Kohlungszone und die Schmelzzone, welche aber sämtlich mehr oder weniger ineinander übergreifen. Die Temperaturverhältnisse des Hochofens werden durch Abbildung 10 veranschaulicht.

In der Vorbereitungszone geben die aufgegichteten Materialien zunächst unter der Gicht ihr hygroskopisches Wasser und sodann bei 250—300° (bei stückigen Erzen noch später) ihr Hydratwasser ab; bei 800° beginnt die Kohlensäure des Kalksteins und der Eisenkarbonate zu entweichen, sowie die Kohlenwasserstoffe der Brennmaterialien. Zwischen 300° und 400° scheidet sich Kohlenstoff aus, indem sich Kohlenoxyd aus den Gasen in Kohlenstoff und Kohlensäure zerlegt ($2CO = C + CO_2$); gleichzeitig beginnt die Reduktion von Eisenoxyd mittels CO in Eisenoxydoxydul ($3Fe_2O_3 + CO = 2Fe_3O_4 + CO_2$); bei 600° wird das Eisenoxydoxydul durch Kohlenoxyd in Eisenoxydul reduziert ($Fe_3O_4 + CO = 3FeO + CO_2$) und bei 700° fängt die Überführung von Eisenoxydul in Eisen an ($FeO + CO = Fe + CO_2$ und $FeO + C = Fe + CO$). Bei 500° beginnt die Zersetzung von Kohlensäure in Kohlenoxyd ($CO_2 + C = 2CO$), die bei 1000° vollendet ist. Der so in der Reduktionszone entstandene poröse Eisenschwamm wird nunmehr durch die Berührung mit dem glühenden Koks gekohlt, um sodann kurz oberhalb der Formen zu schmelzen und in das Gestell herabzutropfen. Der Koks verbrennt vor den Formen mit der eingeblasenen heißen Luft zu Kohlenoxyd, das seinen Weg durch die ganze Beschickungssäule sucht und mit den anderen Ofengasen durch die Gicht entweicht.

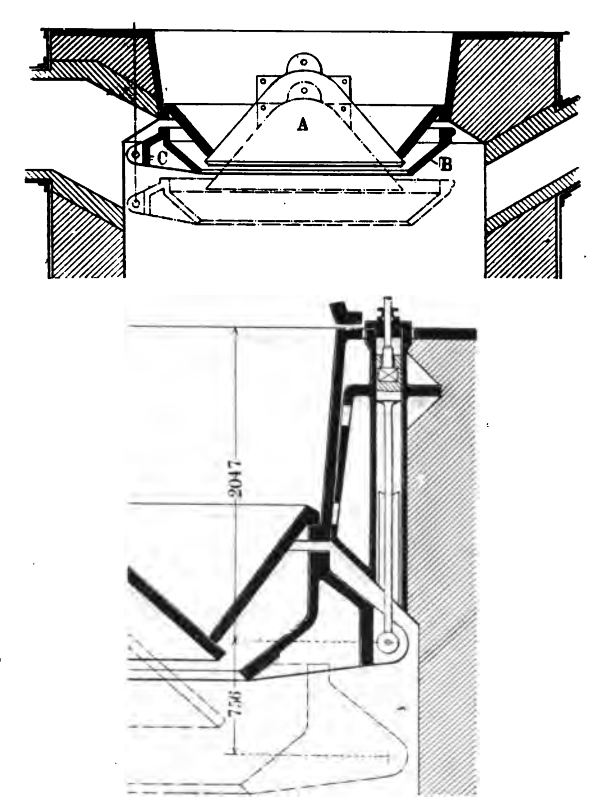


Abb. 8. Kombinierter Gasfang.

Der Schwerpunkt des Hochofenprozesses liegt nun darin, daß die Gangarten der Erze und die Koksasche mit den Zuschlägen nicht eher flüssige Schlacken bilden, als die Reduktion der Erze vollendet ist, sonst wird Eisenoxydul verschlackt und es kann „Rohgang“ entstehen, eine Ofenkrankheit äußerst unangenehmen und schwierigen Charakters.

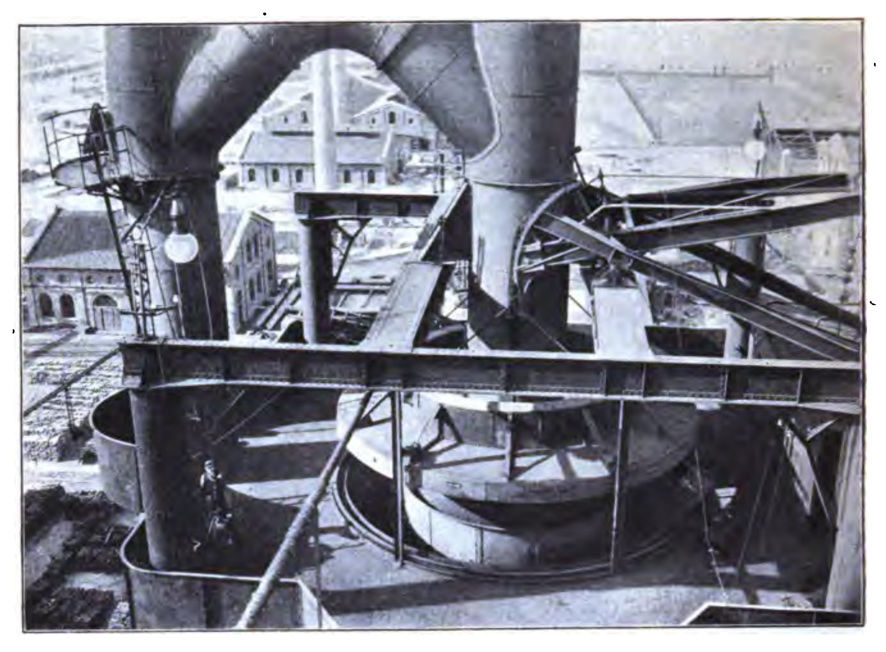


Abb. 9. Doppelter Gasfang von Dr. Neumark.

Des weiteren muß der Möller so berechnet sein, daß Silizium, Mangan und Phosphor in dem gewünschten Maße im Roheisen sich vorfinden. Alle drei Körper werden erst nach der Reduktion des Eisens reduziert, und zwar zuerst das Mangan, sodann der Phosphor und schließlich das Silizium. Mangan geht nur bis zu 75 % seines Gehaltes ins Eisen, Phosphor ganz und das Silizium je nach Berechnung. Schwefel wird zum Teil verflüchtigt und zum Teil an Kalk, Magnesia oder Mangan gebunden und von der Schlacke aufgenommen, während sich bildendes Schwefeleisen bei seinem hohen spezifischen Gewicht ins Eisen übergeht. Kupfer geht gänzlich ins Eisen, Arsen zum größten Teil, ein kleinerer wird verschlackt. Blei wird zum kleineren Prozentsatz verdampft, zum größeren aus seinen Verbindungen reduziert und sammelt sich unter dem Eisen an, ohne sich mit ihm zu legieren. Zink wird ebenfalls aus seinen Verbindungen reduziert; da aber seine Reduktionstemperatur

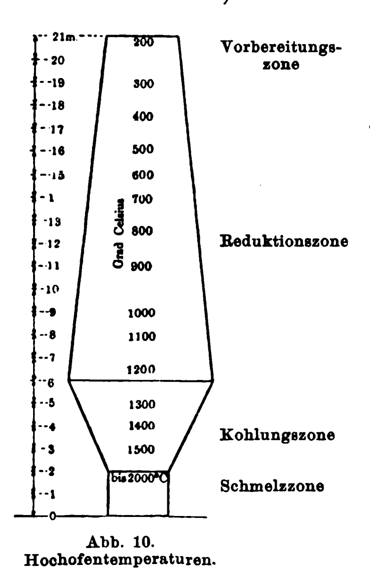


Abb. 10. Hochofentemperaturen.

höher liegt als die Verdampfungstemperatur, so verflüchtigt es sich und wird unter der Gicht wieder von Kohlensäure oxydiert, worauf es sich an den Ofenwänden als „Gichtschwamm“ ansetzt.

Die Wärmebilanz eines Hochofens stellt sich etwa wie folgt:

Hochofen-Wärmebilanz.

Es werden verbraucht

zur Reduktion von Eisen	=	40 %
„ „ „ Phosphor, Mangan, Blei	=	5 %
für Eisen- und Schlackenwärme	=	11 %
zur Austreibung von Wasser	=	4 %
„ „ „ Kohlensäure	=	4 %
für Gichtgaswärme	=	10 %
für Kühlwasser	=	10 %
für Strahlung und Leitung	=	16 %
Summa	=	100 %



Abb. 11. Hochofenabstich.

Das Roheisen sammelt sich unten im Gestell an und über ihm die leichtere Schlacke; letztere wird von Zeit zu Zeit durch die Schlackenform abgelassen, damit sie bei ihrem großen Volumen und ihrer großen Menge nicht an die Blasformen herankommt. Sobald genügend Roheisen geschmolzen ist, wird der Hochofen abgestochen und das Eisen durch das durchgestoßene Stichloch herausgelassen, um entweder in einer Pfanne aufgefangen und flüssig zum Stahlwerk gefahren zu werden oder in der Gießhalle in Masselbetten abgeleitet zu werden, woselbst es dann zu „Roheisenmasseln“ erstarrt, wie dies Abbildung 11 näher vor Augen führt. Nach dem „Abstich“ wird das Stichloch von Hand oder mittels Stopfmaschine mit feuerfester Masse wieder zugestopft.

II. Erzeugnisse des Hochofens.

Das Haupterzeugnis des Hochofens, das Roheisen, wird je nach seiner Verwendung in folgende Sorten eingeteilt:

Gießereiroheisen,
Hämatit,
Puddelroheisen,
Puddelspiegel,
Martinroheisen oder Stahleisen,
Bessemerroheisen,
Thomasroheisen,
Spiegeleisen.

Je nach der Art der verwandten Brennstoffe unterscheidet man hierbei zwischen Koks-, Holzkohlen- und Anthrazitroheisen, und je nach der Temperatur des Gebläsewindes zwischen kalt und heiß erblasenem Roheisen. Ein Unterschied zwischen Koks- und Anthrazitroheisen liegt nicht vor, höchstens kann eventuell der Phosphorgehalt eines Hämatit- oder Bessemerroheisens beim Anthrazitroheisen zu hoch ausfallen, weil Anthrazit manchmal einen höheren Phosphorgehalt hat als Koks. Holzkohlenroheisen unterscheidet sich von beiden durch seine größere Reinheit von Verunreinigungen; die Holzkohle ist von solchen frei und enthält auch keinen Phosphor; daher ist das schwedische Bessemerroheisen reiner als aus denselben Erzen erblasenes Koksroheisen. Das kalt erblasene Roheisen, welches hauptsächlich in England hergestellt wird, kennzeichnet sich durch niedrigen Silizium- und

Roheisen-Analysen.

Sorte	% Silizium	% Mangan	% Phosphor	% Schwefel	% Kupfer
Gießereiroheisen Nr. I	nicht unter 2,5	nicht über 1,0	nicht über 0,6	nicht über 0,04	—
Gießereiroheisen Nr. III					
a) rhein.-westf.	1,8—2,5	unter 1,0	unter 0,9	„ „ 0,06	—
b) Siegerländer	1,8—2,5	0,8—1,25	0,6—0,9	„ „ 0,05	—
Hämatit	2—3	nicht über 1,3	nicht über 0,6	„ „ 0,04	—
Qual. Puddeleisen					
a) rhein.-westf.	—	2—3	0,3 —0,5	„ „ 0,08	nicht über 0,35
b) Siegerländer	—	3—5	0,3 —0,5	„ „ 0,08	„ „ 0,35
Puddelspiegel	—	4—5	0,35—0,5	„ „ 0,05	„ „ 0,3
Stahleisen					
a) rhein.-westf.	—	3—5	nicht über 0,1	„ „ 0,04	„ „ 0,35
b) Siegerländer	—	4—6	„ „ 0,1	„ „ 0,04	„ „ 0,4
Bessemerroheisen	unter 2,0	3,5—4,5	„ „ 0,1	—	—
Thomasroheisen					
Mn.	—	nicht unter 2,0	1,8	0,12	—
M. M.	—	ca. 1,5	1,8	0,12	—
O. M	—	unter 1,0	1,8	0,12	—
Lothringer Puddelroheisen	0,8—1,5	0,5	ca. 2,0	0,2—0,4	—
Lothringer Gießereiroheisen Nr. III	ca. 2,4	0,5	1,8	0,05	—
Lothringer Gießereiroheisen Nr. IV	ca. 2,2	0,5	1,8	0,05	—
Lothringer Gießereiroheisen Nr. V	ca. 2,0	0,5	1,8	0,05	—
Schottisches Gießereiroheisen Nr. I	ca. 3,0	1,5—1,7	0,6—1,1	0,04	—
Cleveland Gießereiroheisen Nr. I	ca. 3,0	0,5—0,7	1,5—1,6	0,05	—

niedrigen Kohlenstoffgehalt, wird aber in derselben Qualität auch mit etwas warmem Wind erblasen und stellt sich dann bedeutend billiger.

Die vorstehende Tabelle bringt eine übersichtliche Zusammenstellung der verschiedenen Roheisenanalysen, wie sie in Rheinland-Westfalen vom Roheisensyndikat im allgemeinen als Durchschnitt angesehen werden; vergleichsweise sind die Analysen von Luxemburger Puddel- und Gießereiroheisen, sowie schottischem und englischem Gießereiroheisen, wie es in Deutschland auf den Markt kommt, beigefügt.

Die Bewertung der einzelnen Roheisensorten erfolgt je nach ihrer speziellen Verwendung, wobei insbesondere beim Gießereiroheisen für bestimmte Zwecke jeweilig bestimmte Anforderungen gestellt werden. Wenn auch die nachstehenden Ausführungen in dieser Hinsicht keinen Anspruch auf allgemein gültige Form erheben, so geben sie doch einen Anhalt betreffs der Bewertung der verschiedenen Roheisensorten.

1. Gießereiroheisen und Hämatit.

a) Für Maschinenguß.

α) Weiches Roheisen für kleinere Maschinenteile, Riemenscheiben, landwirtschaftliche Maschinen und dergleichen.

Analyse.

Silizium	2,25 — 3,00 %
Mangan	0,80 — 1,25 %
Phosphor	0,50 — 1,00 %
Schwefel	unter 0,075 %
Graphit	über 3,25 %

Hauptsächlich hängt die Weichheit des Roheisens von dem Gehalt an Silizium, als der Ursache der Graphitausscheidung, ab, denn Graphit macht das Eisen weich. Ein Siliziumgehalt von weniger als 2,25 % ruft bei kleinen Gußstücken Härte hervor, während größere und schwerere bei mehr als 3,00 % Silizium zu weich und grobkörnig werden. Der Graphit soll 90 % der Gesamtkohlenstoffmenge ausmachen, nicht weniger. Ein Roheisen mit 2,25 % Silizium wird noch weicher, wenn man den Phosphorgehalt von 0,5 % auf 0,75 — 1,00 % steigen läßt. Desgleichen zeigt von zwei Roheisensorten mit gleichem Siliziumgehalt diejenige die größere Weichheit, die am wenigsten Schwefel enthält. Ein sehr schwefelarmes Roheisen (unter 0,02 %), das zugleich bei ca. 3,75 % Gesamtkohlenstoff durch langsame Abkühlung etwa 3,65 % Graphit aufweist, kann sogar trotz eines niedrigen Siliziumgehaltes von nur 1,35 — 1,50 % bei 0,6 % Phosphor und ebensoviel Mangan ein vollkommen weiches Material abgeben. Je reiner das Eisen an Schwefel, desto weicher ist es; hoher Schwefelgehalt bewirkt außer der Härtung noch, daß der Guß starke Neigung zum Schwinden verrät. Mangan unter 0,8 % schützt das Silizium

nicht genügend im Kupolofen vor dem Verbrennen, so daß sich der Graphitgehalt und damit die Weichheit des Gußstückes verringert; ein höherer Mangangehalt als 1,25 % dürfte nicht angebracht erscheinen, weil dadurch die Bildung von Graphit ebenfalls vermindert wird, wenigstens bei hochsiliziertem Eisen.

β) Mittelhartes Roheisen für Getriebe, kleinere Maschinenzylinder, Zahnräder, mittelgroße Gußstücke und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,50 — 2,25 %
Mangan	0,30 — 0,80 %
Phosphor	0,50 — 0,80 %
Schwefel	unter 0,08 %
Graphit	2,25 — 3,25 %

An die obere Grenze des Siliziumgehaltes hält man sich mehr bei dünnen Gußstücken, und bei stärkeren Gußsachen nähert man sich mehr der unteren; desgleichen zieht man den geringeren Siliziumgehalt besonders auch dann vor, wenn es auf sehr geringe Abnutzung der Gußstücke ankommt. Der Graphitgehalt soll etwa 90 bis höchstens 75 % des Gesamtkohlenstoffs betragen. Maschinenzylinder und überhaupt stärkere Gußstücke, die das Schwinden erleichtern, erfordern den geringeren Mangangehalt; der höhere Phosphorgehalt wird bei dünneren Gußteilen nicht ungern gesehen. Mehr als 0,08 % Schwefel muß im Roheisen vermieden werden, da der Guß sonst starkes Schwinden zeigen kann und leicht brüchig wird.

γ) Hartes Roheisen für Ventile, Kompressoren, große Gußstücke und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,30 — 1,60 %
Mangan	0,30 — 0,60 %
Phosphor	0,30 — 0,70 %
Schwefel	unter 0,09 %
Graphit	unter 2,25 %

Ein niedrigerer Siliziumgehalt als 1,30 % ruft beim Guß nachher eine zu große Härte hervor, so daß er nicht genügend mehr bearbeitet werden kann, bei über 1,60 % Silizium hat man damit zu rechnen, daß das Eisen porös wird. Der Graphitgehalt schwankt etwa zwischen 75—50 % der Gesamtkohlenstoffmenge, je nach der Stärke des Gußstückes; bei kleinen Wandungen gilt die obere Grenze, bei großen Teilen die untere. Ein hoher Mangangehalt zeigt sich nicht angebracht, da sonst leicht Saugstellen, zumal bei starken Gußteilen, entstehen; nur bei hohem Schwefelgehalt fällt diese schädliche Einwirkung eines zu großen Prozentsatzes an Mangan in etwas fort, da sich Mangan mit dem Schwefel dann verbindet und als Schwefelmangan in die Schlacke geht, also nur nützlich wirkt, so daß in solchem Falle

der Mangangehalt bis 0,9 % steigen darf. Der Phosphorgehalt kann bei besonders dünnen Gußsachen ohne Bedenken mehr als 0,7 % betragen, bis 1,0 %, sofern das Eisen gegen Stoß gesichert ist. Im übrigen korrespondiert der Phosphorgehalt innerhalb der angegebenen Grenzen mit dem Gehalt an Schwefel; je mehr Schwefel vorhanden, desto mehr Phosphor ist nötig, um die Schwindung zu vermeiden bzw. zu verringern. Ist der Schwefelgehalt höher als 0,09 %, so erhält der Guß leicht Hohlräume im Inneren und wird brüchig und spröde. Zugleich weist das Eisen mehr Gas auf, so daß der Guß nicht blasenfrei erfolgen kann, indem der Schwefel das geschmolzene Eisen schwammig aufbläst; auch hier hilft ein höherer Phosphorgehalt, da er das Eisen länger flüssig erhält und somit die Gase länger Zeit zum Entweichen haben.

δ) Qualitätsmaschinenguß, Dampf- und Gasmotorenzylinder.

Analyse.

Silizium	1,00—1,40 %
Mangan	0,75—1,00 %
Phosphor	0,20—0,35 %
Schwefel	unter 0,075 %

Der Siliziumgehalt richtet sich nach der Wandstärke der Zylinder, je größer diese, desto mehr soll das Roheisen sich der unteren Grenze des Siliziums nähern; ein höherer Siliziumgehalt als 1,4 % ist zu vermeiden, wenn man nicht Gefahr laufen will, daß zu viel Graphit ausgeschieden wird und daß das grobkörnige Gefüge die Zerreißfestigkeit der Gußstücke vermindert. Der Mangangehalt darf bis 1,00 % betragen, darüber hinaus beeinträchtigt er die Festigkeitseigenschaften des Gusses; eine bestimmte untere Grenze kommt für den Mangangehalt an sich weniger in Betracht, doch bleibt es zweckmäßig, ihn mit Rücksicht auf den Schwefelgehalt nicht unter 0,75 % sinken zu lassen. Der Phosphorgehalt soll 0,35 % im allgemeinen nicht übersteigen, wenn auch Gehalte bis 0,5 % Phosphor noch brauchbare Resultate erzielen können, sofern der Schwefelgehalt sich niedrig stellt. Unter einem hohen Schwefelgehalt leidet die Zähigkeit des Materials sehr, so daß hierauf besonderes Gewicht gelegt werden muß.

b) Für Bauguß.

α) Gewöhnliches Roheisen für Säulen, Fenster, Gitter und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,60—2,20 %
Mangan	0,75—1,50 %
Phosphor	0,70—1,20 %
Schwefel	unter 0,09 %
Gesamtkohlenstoff	ca. 3,50 %

Der niedrigere Siliziumgehalt erfordert im allgemeinen auch den geringeren Phosphorgehalt, während die höhere Grenze des Siliziums sogar einen Gehalt an Phosphor bis zu 1,50 % im Guß zuläßt, sofern derselbe plötzlichen Erschütterungen und Stoß usw. nicht ausgesetzt ist; es bleibt dabei aber zu berücksichtigen, daß der hohe Mangangehalt dann nicht mehr angebracht ist, vielmehr muß dieser besser bis auf 0,50 % heruntergehen und zugleich auch der Gehalt an Gesamtkohlenstoff niedriger als 3,50 % werden. Bei Herstellung großer Fenster und sonstiger komplizierter Gußstücke, die ein wenig schwindendes Eisen erfordern, beträgt der Mangangehalt am besten 0,75 % und der Schwefelgehalt nicht mehr als 0,07 %, während der Phosphorgehalt hoch sein kann, zumal bei vorhandenem höheren Siliziumgehalt, damit die Leichtflüssigkeit dieselbe bleibt.

β) Sehr festes Roheisen für Träger, Streben, Stützen und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,00—3,00 %
Mangan	0,50—1,00 %
Phosphor	0,15—0,30 %
Schwefel	unter 0,09 %
Gesamtkohlenstoff	2,25—3,60 %

Ein höherer Gehalt an Gesamtkohlenstoff als 3,60 % macht das Eisen, insbesondere stärkere Gußstücke, weich; weniger als 2,25 % Kohlenstoff erhöht die Härte und Sprödigkeit des Gusses. Der Gesamtkohlenstoff korrespondiert mit dem Silizium, indem die untere Kohlenstoffmenge den niederen und die obere Kohlenstoffmenge den höheren Gehalt an Silizium erfordert, weil das Silizium die Menge des Graphits beeinflußt und dieser vor allem die Festigkeit vermindert. Man erhält bei gegebenem Silizium die entsprechende Menge Gesamtkohlenstoff durch die folgende Erfahrungsformel: $C = 4{,}2 - \frac{Si}{1{,}5}$, sofern man für Si einen Wert zwischen 1,00 und 3,00 % einsetzt. Der Phosphorgehalt kann bei hohem Siliziumgehalt und niederem Gesamtkohlenstoff- und Mangangehalt (unter 0,5 %) wohl bis 0,6 % steigen, doch dürfte es sicherer und praktischer sein, ihn unter 0,3 % zu stellen.

c) Für Röhrenguß.

Roheisen für Gas- und Wasserleitungsrohre und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,50—2,50 %
Mangan	0,50—1,25 %
Phosphor	0,50—1,50 %
Schwefel	unter 0,10 %

Beim Gießen von Röhren spielt hauptsächlich der Siliziumgehalt nebst der Graphitausscheidung eine Rolle; Mangan und Phosphor können im allgemeinen ohne besondere Beeinträchtigung sehr wechseln. Röhren unter 10 mm Wandstärke erfordern 2,10—2,30 % Silizium, solche von 10—20 mm Wandstärke 1,95—2,10 %, von 20—30 mm 1,80—1,95 %, von 30—40 mm 1,60—1,80 % und über 40 mm Wandstärke 1,40—1,60 % Silizium. Der Graphitgehalt soll bei Wasserleitungsröhren geringer sein als bei Gasleitungsröhren, da erstere eine höhere Dichtigkeit beanspruchen. Bei gewöhnlichem Röhrenguß schadet ein Mangangehalt von 1,25 % keineswegs, zumal bei höherem Schwefelgehalt. Phosphor wird in einer Höhe von 1,25—1,50 % wegen der Dünnflüssigkeit, die er dem Guß verleiht, nicht ungern gesehen, jedoch bleiben bei Röhren, die einen hohen Druck auszuhalten haben, 0,50 bis 0,75 % Phosphor bei ebensolchem Gehalt an Mangan vorzuziehen, und bei sehr großen Röhren dieser Art erhält sich der niedrige Phosphorgehalt vorteilhafter, ja geht sogar bis auf 0,25 % Phosphorgehalt herunter. Im großen und ganzen kann man beim Guß gewöhnlicher kleiner Röhren fast jedes feinkörnige Roheisen verwenden, wenn man nur den richtigen Siliziumgehalt innehält und die Graphitausscheidung nach Möglichkeit vermindert.

d) Für feuerbeständigen Guß.

Roheisen für Feuerungsteile, Ofenplatten, Glühtöpfe und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,00—1,50 %
Mangan	0,30—0,50 %
Phosphor	0,20—0,30 %
Schwefel	unter 0,075 %
Gesamtkohlenstoff	unter 3,50 %

Das Roheisen soll äußerst feinkörniger Natur sein, d. h. möglichst wenig Graphit aufweisen, trotzdem genügend gekohlt sein, um möglichst viel Karbid- und Härtungskohle zu besitzen, deren Vorhandensein das Eisen vor der Oxydationswirkung schützt, indem genannte Kohlenstoffformen ohne Schädigung zuerst verbrennen. Je höher der Gesamtkohlenstoff, desto besser, besonders bei geringem Gehalt an Silizium; es empfiehlt sich daher, das Eisen mit nicht zu heißem Winde zu verblasen. Silizium, Mangan, Phosphor, weil leichter oxydierbar als Eisen, beschleunigen durch Aussaigerung gebildeter Silikate und Phosphate die Zerstörung des Gußstückes ungemein, sind daher nach Möglichkeit zu vermeiden. Phosphor würde bei hohem Prozentsatz außerdem auch noch ein Zerspringen in der Hitze veranlassen.

e) Für säurebeständigen Guß.

Roheisen für Pfannen, Kessel und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,60—2,00 %
Mangan	0,40—0,60 %
Phosphor	unter 0,20 %
Schwefel	unter 0,05 %
Gesamtkohlenstoff	3,00—3,50 %

Das Hauptgewicht hat man auf Schwefel zu legen, da Schwefel die Widerstandsfähigkeit des Eisens in starkem Maße verringert. Desgleichen schadet der Graphit, zwar nicht direkt, wohl aber dadurch, daß die Graphitblättchen das Eisen poröser machen, so daß die Säuren leichter in dasselbe eindringen können und so eine größere Angriffsfläche zur Verfügung haben. Aus diesem Grunde hält man den Siliziumgehalt zwischen 1,20—1,40 %; bei höherem Siliziumgehalt bis 2 % muß der Mangangehalt gleichzeitig steigen bis 1,4 %. Ein solches Roheisen feinkörniger Natur mit einem Gesamtkohlenstoff in Höhe von 3,00—3,50 % und innerhalb der angegebenen Grenzen für Mangan und besonders Phosphor gibt ein gutes, säurebeständiges Material ab, zumal wenn es rasch abgekühlt ist. Langsame Abkühlung bewirkt eine Abnahme an Härtungskohle und damit eine Verringerung der Widerstandsfähigkeit des Gußstückes.

f) Für Hämatitguß.

Zähes Roheisen für Gußstücke, die abwechselnd der Kälte und Hitze ausgesetzt werden, z. B. Stahlwerkskokillen, Heißwindschieber und Düsenstöcke für Hochöfen und dergleichen.

Analyse:

Silizium	1,60—3,00 %
Mangan	0,60—1,20 %
Phosphor	0,06—0,12 %
Schwefel	unter 0,075 %
Gesamtkohlenstoff	3,30—4,40 %

Bei schweren Gußstücken zieht man den niederen Kohlungsgrad und nicht zu hohen Siliziumgehalt vor; man begnügt sich mit 2,00 % Silizium und 3,50 % Gesamtkohlenstoff, da bei großer Wandstärke sonst gröbere Graphitbildung, die äußerst schädlich wirkt, nicht ausgeschlossen erscheint; bei kleineren Gußteilen mit geringer Wandstärke läßt sich andererseits selbst bei 4,25—4,40 % Kohlenstoff noch die gewünschte Dichte und feinkörnige Struktur erzielen. Die untere Grenze des Siliziums erfordert auch den geringeren Mangangehalt, damit nicht durch das Mangan mehr Graphit verdrängt wird, als für die Festigkeit des Gusses zuträglich ist; andererseits bleibt der höhere Gehalt an Mangan bei Anwendung von schwefelreichem Gießereikoks

vorzuziehen, da Mangan dem Rotbruchbestreben des Schwefels Widerstand leistet. Je reiner das Roheisen an Schwefel ist, desto mehr sind Variationen in den anderen Gehalten gestattet; Schwefel wirkt eben am meisten auf die Haltbarkeit des Gusses ein. Mehr als 0,075 % Schwefel sollte gutes Kokilleneisen nicht enthalten, es ruft der Mehrgehalt unweigerlich Rotbruch hervor, d. h. das Eisen verliert in der Hitze seinen Zusammenhang, bekommt Risse und zerspringt. Dem Schwefel gleicht in seinen Wirkungen, nur weniger kräftig, der Phosphor; der Höchstgehalt desselben, 0,12 %, darf nur bei geringem Schwefelgehalt sich zeigen, sonst wird der schädliche Einfluß des Schwefels erhöht. Kupfer soll ebenfalls möglichst niedrig gehalten werden, unter 0,12 %; es schadet zwar an sich nicht in dieser Menge, aber es besitzt die Neigung, den Schwefel festzuhalten. Auf jeden Fall ist aber arsenhaltiges Roheisen gänzlich zu vermeiden, indem Arsen sich genau so intensiv schädlich äußert wie Schwefel.

g) Für Hartguß.

Roheisen für Walzen, Eisenbahnräder und dergleichen.

Analyse:

Silizium	0,50—1,00 %
Mangan	0,50—1,25 %
Phosphor	0,15—0,25 %
Schwefel	unter 0,10 %
Gesamtkohlenstoff	unter 3,60 %

Je höher der Siliziumgehalt ist, desto niedriger muß sich der Gehalt an Gesamtkohlenstoff stellen. Roheisen mit 0,5 % Silizium kann dagegen bis 3,60 % Kohlenstoff enthalten. Beim Walzenguß hat man den Kohlenstoff des Fertigfabrikats auf 2,60—3 % zu halten, sofern der Guß im Kupolofen erfolgt, beim Flammofenguß dagegen nur auf 2,40—2,50 %; um im Kupolofen den Kohlenstoffgehalt so weit herabzumindern, pflegt man 15—30 % guten, weichen Stahls bzw. Schmiedeeisen- und Flußeisenabfälle zuzusetzen, und zwar um so mehr, je zäher der Guß werden soll. Bei einem höheren Schwefelgehalt als 0,1 % neigt das Eisen bald zum Schwinden. Was den Phosphor anbelangt, durch den beim Hartguß mehr als beim gewöhnlichen Grauguß Spannungen in die Erscheinung treten, so findet man zwar in mancher guten Walze einen höheren Phosphorgehalt, bis zu 0,6 %, aber dann ist auch regelmäßig sehr wenig Schwefel vorhanden; größere Sicherheit und Gewähr bietet jedenfalls ein Gehalt von nicht mehr als 0,25 % Phosphor. Der Mangangehalt beträgt beim Kupolofenguß im allgemeinen mehr als beim Flammofenguß, entsprechend der größeren Kohlung, desgleichen bei dicken Gußstücken mehr als bei dünnen. Bei Walzen nimmt man im besonderen z. B. für die Vor- und Blockwalzen den geringeren und für die Fertigwalzen den höheren

Mangangehalt; jedoch läuft man bei über 1,25 % Mangan selbst bei der Fabrikation von Polierhartwalzen Gefahr, daß der Guß zu spröde wird.

h) Für Temperguß.

Analyse:

Silizium	0,50—1,00 %
Mangan	0,20—0,35 %
Phosphor	unter 0,10 %
Gesamtkohlenstoff	2,75—3,25 %

Der Siliziumgehalt verdient die größte Beachtung. Enthält das Roheisen weniger als 0,5 % Silizium, so tempert sich der Guß schwer, wird hart und spröde und läßt sich nicht mehr gut bearbeiten; mehr als 1 % Silizium vermindert gemeiniglich die Zähigkeit in hohem Maße, doch kann für ganz leichte Waren der Siliziumgehalt noch über 1,00—1,25 % steigen. Für schwere Gußstücke soll der niedere Siliziumgehalt nicht überschritten werden, wohingegen für minderschwere landwirtschaftliche Maschinenteile die höhere Siliziumgrenze Gültigkeit besitzt. Ein Mangangehalt unter 0,2 % verursacht Schwierigkeiten beim Tempern, und bei mehr als 0,35 % Mangan treten Verzögerungen des Temperprozesses ein; je weniger Mangan das Eisen aufweist, desto schneller geht der Temperprozeß von statten. Der Phosphorgehalt soll möglichst niedrig sein und am besten in den Grenzen des Hämatitroheisens sich verhalten; ein Gehalt über 0,2 % vermindert die Zähigkeit des Gußstückes.

Über den Einfluß des Schwefelgehaltes und die zweckmäßige Höhe desselben im Temperroheisen gehen die Ansichten noch auseinander. Die meisten Abnehmer schreiben einen möglichst niedrigen Schwefelgehalt vor, unter 0,05 %; andererseits aber besitzen Gußstücke mit 0,3 % Schwefel vielfach auch eine vorzügliche Beschaffenheit. Eins der größten Werke Deutschlands bestellt sogar ausdrücklich ein Temperroheisen mit einem Schwefelgehalt über 0,5 %! Der Kohlenstoffgehalt des Temperroheisens betrage möglichst nicht mehr als 3 % und schließe vor allem wenig Graphit ein; je mehr die angegebene Höhe für den Gesamtkohlenstoffgehalt überschritten wird, desto mehr verzögert sich der Temperprozeß und desto mehr läuft man zugleich Gefahr, nur schlechten, porösen Guß zu erhalten.

2. Puddelroheisen.

Analyse:

	Weiß:	Grau:
Silizium	0,30—0,80 %	1,5 %
Mangan	2—5 %	1—2 %
Phosphor	0,20—0,50 %	0,2—0,5 %
Schwefel	0,08—0,15 %	0,1—0,2 %

Je höher der Siliziumgehalt, desto mehr wird die Dauer des Puddelprozesses verlängert, indem das Silizium den Kohlenstoff vor zu rascher Oxydation schützt, daher bleibt dann das Bad flüssiger, so daß die Abscheidung der anderen Verunreinigungen möglichst rasch erfolgt; andererseits aber wird die Arbeit des Puddlers erschwert und der Abbrand vergrößert, indem die entstehende Kieselsäure mit Eisenoxydul ein Silikat bildet und in die Schlacke geht. Je weniger Silizium, desto rascher frischt das Roheisen, aber auch um so unvollkommener; infolge dessen muß dann durch höheren Mangangehalt die Entkohlung verzögert werden. Der Phosphorgehalt darf bei Stahlherstellung nicht höher als 0,3 % sein, sonst tritt Kaltbruch ein; bei gewöhnlichem Eisen kann er aber bis auf 1 % und mehr steigen. Der Schwefelgehalt kann bis 0,2 % und sogar darüber steigen, erfordert aber zu seiner Abscheidung eine entsprechend lange Zeitdauer und daher einen Siliziumgehalt von 1,5 %.

3. Bessemerroheisen.

Analyse:

Silizium	0,6—2,00 %
Mangan	1,00—5,00 %
Phosphor	unter 0,10 %
Schwefel	unter 0,05 %
Kohlenstoff	3,50—4,50 %

Der Siliziumgehalt bildet den wichtigsten Bestandteil des Bessemerroheisens, indem die durch seine Verbrennung im Konverter hervorgerufene Temperatursteigerung das Eisenbad flüssig erhält. Je höher der Siliziumgehalt, desto niedriger kann der Mangangehalt sein, weil Mangan ebenfalls, wenn auch in geringerem Maße wie Silizium, als Wärmequelle dient. Ein hoher Mangangehalt gibt beim Blasen Veranlassung zum Spritzen und erhöht den Abbrand, während ein Gehalt von 1—1,5 % Mangan durch seine eigene Verbrennung der Verbrennung des Eisens und der daraus erfolgenden Entstehung von Rotbruch entgegenwirkt. Da der Phosphor gänzlich im Eisen zurückbleibt und infolge des Abbrandes des Metallbades sogar eine prozentuale Erhöhung erfährt, so muß er möglichst gering sein, und zwar bei der Herstellung von Stahl niedriger als bei kohlenstoffarmem Erzeugnis. Aus demselben Grunde darf auch der Schwefelgehalt 0,05 % nicht übersteigen. Je kohlenstoffreicher das Bessemerroheisen ist, um so länger dauert die Blasperiode und um so mehr Wind wird erforderlich.

4. Thomasroheisen.

Analyse:

Silizium	0,20—0,50 %
Mangan	0,50—2,00 %
Phosphor	1,80—2,50 %
Schwefel	0,12 %
Kohlenstoff	3,00—3,50 %

Beim Thomasprozeß dient der Phosphor als Hauptwärmequelle, so daß ein hoher Siliziumgehalt unnötig ist. Der Phosphorgehalt muß mindestens 1,8 % ausmachen, andernfalls der Siliziumgehalt zur Wärmeerzeugung mit herangezogen werden, d. h. entsprechend mehr als 0,5 % betragen muß, hierdurch verringert sich aber gleichzeitig der Phosphorsäuregehalt der Schlacke und damit ihr Wert. Da der Phosphor ferner erst nach dem Kohlenstoff in der Thomasbirne verbrennt, so darf der Mangangehalt nicht unter 1 % sinken, wenn man nicht Gefahr laufen will, daß das Metallbad zu kalt wird. Der Schwefelgehalt kann 0,12 % betragen, weil das Thomasroheisen gewöhnlich erst durch einen Mischer geht, wo der Schwefel leicht abgeschieden werden kann.

5. Martinroheisen.

Analyse:

	Weiß:	Grau:
Silizium	0,50—0,80	1,25—1,50
Mangan	2—6	1—2
Phosphor	unter 0,30	0,10
Schwefel	unter 0,10	unter 0,10

Hoher Siliziumgehalt ist dann vorteilhaft, wenn man sehr viele und schwach gekohlte Eisenabfälle verarbeitet und zugleich schwefelreiche, weil Silizium die Schmelzdauer verlängert und das Bad heißer macht, so daß das Produkt besser gereinigt werden kann. Je weniger Silizium, desto mehr wird das Frischen beschleunigt und desto weniger Schlacke und Abbrand entsteht. Der höhere Mangangehalt ist bei der Stahlerzeugung erwünscht, da er der Aufnahme von Eisenoxydul, d. h. der Entstehung von Rotbruch, entgegenwirkt. Phosphor soll beim sauren Martinverfahren nicht über einen Gehalt von 0,1 % hinausgehen und beim basischen gewöhnlich nicht mehr als 0,3 % betragen, doch läßt sich bei erhöhtem Kalkzuschlag und dadurch verlängerter Chargendauer auch ein Phosphorgehalt bis 1 % verarbeiten. Der Schwefelgehalt, der beim sauren Verfahren unter 0,1 % ausmachen soll, kann beim basischen 0,2 % und mehr betragen, allerdings auf Kosten eines höheren Silizium- oder Mangangehaltes bzw. Zusatzes von manganhaltigem Material.

6. Spiegeleisen, Ferromangan, Silicospiegel und Ferrosilizium.

Analysen:

	Spiegeleisen		Ferromangan			
	gewöhnliches	hochmanganhaltiges	Rheinland I	Rheinland II	Cleveland	Rußland
Silizium	0,30	0,50	0,72	1,40	0,50	1,47
Mangan	10,00	20,00	80,61	85,37	76,00	83,47
Phosphor	0,06	0,10	0,27	0,27	0,20	0,30
Schwefel	0,01	0,01	—	—	—	—
Kohlenstoff	4,00	5,00	7,20	7,10	7,00	6,93
Kupfer	0,02	0,03	—	—	—	—

Da Spiegeleisen und Ferromangan hauptsächlich nur bei den verschiedenen Verfahren zur Herstellung von schmiedbarem Eisen Verwendung finden, bei dem der Phosphorgehalt sehr niedrig sein muß, so hängt der Wert des Spiegeleisens und Ferromangans — abgesehen vom Mangangehalt — von dem Gehalt an Phosphor ab. Spiegeleisen mit 20 % Mangan soll im allgemeinen nicht mehr als 0,1 % Phosphor aufweisen, und für je 10 % Mangan mehr soll der Phosphorgehalt nicht mehr als 0,02 % steigen, so daß also Ferromangan mit 80 % Mangan 0,1 + (6 · 0,02 %) = 0,22 % Phosphor zu enthalten hat. Für Silizium gilt auf Basis von Spiegeleisen mit 20 % Mangan und 1 % Silizium als erlaubte Zunahme für je 10 % Mangan 0,1 % Silizium, d. h. also, einem Ferromangan mit 80 % Mangan würden 1,0 + (6 · 0,1) = 1,6 % Silizium entsprechen. Der Kohlenstoffgehalt des Ferromangans kann bis 7,5 % betragen; steigt jedoch der Siliziumgehalt auf über 5—16 %, so nimmt der Kohlenstoff ab und sinkt bis auf 2 %; derartiges Material wird dann bei ca. 12 % Silizium und ca. 20 % Mangan als Silikospiegel bezeichnet. Ohne den Mangangehalt heißt es Ferrosilizium, und hierbei stellt sich der Kohlenstoffgehalt noch geringer, auf etwa 1 %. Werden Ferrosilizium und Silikospiegel in der Stahlindustrie verwandt, so gelten dieselben Phosphoranforderungen wie beim Ferromangan; bei Benutzung im Gießereiwesen kann der Phosphorgehalt aber höher sein.

	Silicospiegel			Ferrosilizium		
	I	II	III	I	II	III
Silizium	14,65	12,70	11,49	17,06	15,28	13,10
Mangan	20,51	22,36	23,41	1,23	1,30	1,12
Phosphor	0,14	0,12	0,13	0,13	0,11	0,11
Schwefel	0,018	0,025	0,019	0,019	0,015	0,016
Kohlenstoff	1,10	1,10	1,00	1,10	1,19	1,61

7. Andere Eisenlegierungen.

Die Legierungen Ferrowolfram, Ferrochrom, Ferromolybdän und Ferrovanadium, welche vorwiegend zur Härtung von Stahl bei den einzelnen Erzeugungsmethoden zugesetzt werden, stellt man meist im elektrischen Schmelzofen her, desgleichen Ferrotitan, das zwecks Erreichung blasenfreier Güsse im Stahlwerksbetriebe benutzt wird, weil es bei seiner nahen Verwandtschaft zum Stickstoff dieses Gas aufnimmt. Phosphormangan, das zur Verringerung der Weichheit und leichten Schweißbarkeit des kohlenstoffarmen basischen Martineisens bei der Fabrikation von Feinblechen zugesetzt wird, erzeugt man im Hochofen. Nachstehend zur Orientierung die diesbezüglichen Analysen.

	Ferrowolfram	Ferrochrom	Ferromolybdän	Ferrovanadium	Ferrotitan
Wolfram	85,47	Chrom 67,27	Molybdän 83,80	48,50	32,00
Eisen	13,90	31,78	12,72	47,13	42,82
Kohlenstoff	0,35	0,41	3,27	3,07	3,20
Silizium	0,13	0,17	0,11	0,09	1,21
Mangan	0,09	0,11	—	—	—
Aluminium	—	—	—	—	0,30
Kupfer	—	—	—	0,10	—
Magnesium	—	0,18	—	0,07	0,29
Phosphor	0,019	0,02	0,027	0,02	0,02
Schwefel	0,025	0,007	0,02	0,029	0,06

Phosphor-Mangan (im Hochofen erzeugt).

Silizium	= 1,0 %
Mangan	= 65,0 %
Phosphor	= 25,0 %
Eisen	= 7,0 %
Kohlenstoff	= 2,0 %

Von den Nebenprodukten des Hochofens galt lange Jahrzehnte hindurch die Hochofenschlacke als Abfallprodukt. Sie wurde auf den Hochofenwerken in Wagen abgelassen und dann auf die Halde gestürzt; Verwendung fand sie nur als Anschüttungs- oder als Wegebaumaterial, hier und da auch zur Herstellung von Schlackenwolle.

Man unterscheidet beim Koks- und Anthrazithochofenbetriebe saure und basische Schlacken, beim Holzkohlenbetriebe sind alle Schlacken sauer; die saure Schlacke läßt sich während des Erstarrens zu Fäden ziehen und wird daher als „lang" bezeichnet, im Gegensatz zur basischen, welche nicht diese Eigenschaft besitzt, sondern „kurz" bleibt.

Da die Hochofenschlacke dem Gewicht nach in derselben Menge durchschnittlich wie das Roheisen beim Hochofenprozeß gebildet wird, aber ein fast dreimal so großes Volumen besitzt, so würde dieser Mangel ihrer nutzbringenden Verwertung bei unseren heutigen großen Roheisenproduktionen sehr ins Gewicht fallen, wenn die basische

Hochofenschlacke nicht durch Granulation, d. h. durch Leitung und plötzliche Abkühlung in Wasser die Fähigkeit erhielte, in Berührung mit Kalk hydraulisch zu erhärten.

Diese hydraulischen Eigenschaften der Schlacke wurden zuerst von Eugen Langen auf der Friedrich-Wilhelmshütte zu Troisdorf beobachtet, der 1862 aus granulierter Hochofenschlacke bei geringem Kalkzusatz einen für Luft- und Wasserbauten brauchbaren festen Mörtel lieferte. Im Jahre 1865 preßte Fritz W. Lürmann in Osnabrück aus einer Mischung von granulierter Hochofenschlacke mit etwa 10 % gebranntem und gelöschtem Kalk $Ca(OH)_2$ sogen. Schlackensteine, welche innerhalb 6—8 Wochen an der Luft erhärten und dann gebrauchsfähig sind. Anfang der 80er Jahre kam die Fabrikation von Schlackenzement auf, der aus granulierter, getrockneter und hierauf fein gemahlener basischer Hochofenschlacke und pulverförmigem Kalkhydrat hergestellt wird; da jedoch der Schlackenzement nicht zu früh austrocknen darf, sondern während seiner Nachhärtungsperiode feucht gehalten werden muß, so konnte er sich nicht in der anfangs gehofften Weise einbürgern. Anders der Eisenportlandzement, dessen Fabrikation seit Anfang der 90er Jahre, zuerst in Wetzlar, in stärkerem Maße betrieben wird. Eisenportlandzement besteht aus einer Mischung von äußerst fein gemahlener Hochofenschlacke und Kalksteinmehl, welche bis zur Sinterung gebrannt, sodann bis zur Mehlfeinheit zerkleinert und im Verhältnis 7 : 3 mit getrockneter, geglühter und feingemahlener, granulierter Schlacke innig vermengt wird. Nachstehend die chemische Zusammensetzung der Hochofenschlacke, des Eisenportlandzements und vergleichsweise des Portlandzements.

	Hochofenschlacke %	Eisenportlandzement %	Portlandzement %
Kieselsäure	27—35	20—25	20—26,5
Tonerde u. Eisenoxyd	8—20	9—15	6—14
Kalk	44—52	54—60	58—65,5
Magnesia	0,6—5,0	0,6—5,0	1—3
Alkalien	—	—	0,2—2,5
Schwefelsäure	1,2—3,0	0,8—2,7	0,2—2,5

Gichtgase. Während die Hochofenschlacke am unteren Ende des Hochofens aus dem Gestell entnommen wird, entzieht man das zweite Nebenprodukt, die Gase, der Gicht des Hochofens. Die Hochofengichtgase sind zwar im Vergleich zu anderen brennbaren Gasen gemäß umstehendem Schaubild (Abb. 12) arm an brennbaren Bestandteilen, immerhin aber wurden sie seit Jahrzehnten zur Heizung von Dampfkesseln behufs Dampferzeugung, sowie zur Erhitzung der Winderhitzer verwandt; im allgemeinen verwertet man ca. 40 % der Gesamtgasmenge für letzteren Zweck und für ersteren die übrig

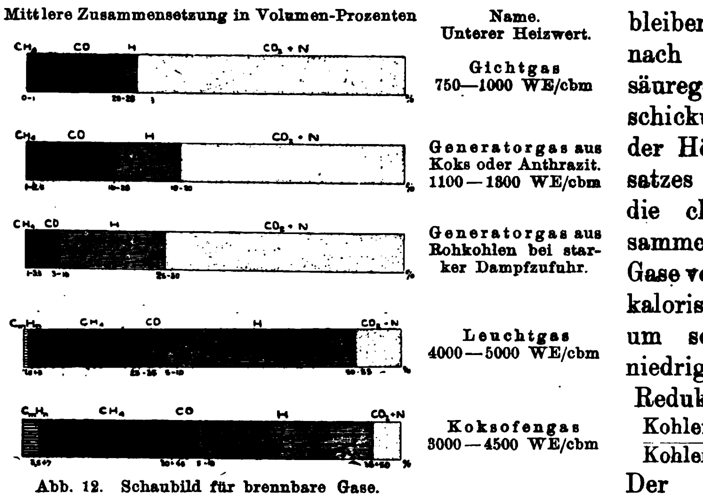


Abb. 12. Schaubild für brennbare Gase.

bleibenden 60 %. Je nach dem Kohlensäuregehalt der Beschickung und nach der Höhe des Kokssatzes stellt sich die chemische Zusammensetzung der Gase verschieden; der kalorische Wert wird um so größer, je niedriger sich der Reduktionsquotient $\frac{\text{Kohlensäure}}{\text{Kohlenoxyd}}$ stellt. Der Gehalt an Wasserstoff und Kohlenwasserstoff fällt weniger ins Gewicht, weil er nur bei Anthrazit- und Holzkohlenhochöfen Schwankungen unterworfen ist, wie die nachstehende Tabelle zeigt.

Hochofen-Gichtgasanalysen.

	Westfalen Bessemer	Lothringen Gießerei	Lothringen Puddel	Lothringen Thomas	Oberschlesien	Luxemburg
Kokshochöfen:						
Kohlensäure	12,12	9,76	14,0	10,0	6,2	13,80
Kohlenoxyd	24,78	26,20	24,0	25,0	30,8	23,50
Wasserstoff	} 2,03	2,76	—	—	3,0	0,13
Methan		2,19	—	—	—	2,20
Stickstoff	61,07	58,81	62,0	65,0	60,0	59,77
Sauerstoff	—	—	—	—	—	0,60
$\frac{\text{Kohlensäure}}{\text{Kohlenoxyd}}$	0,49	0,37	0,58	0,40	0,20	0,58

	Rußland (Anthrazit) Hämatit	Rußland (Anthrazit) Gießerei	Rußland (Anthrazit) Martin	Rußland (Anthrazit) Spiegel	Schottland Rohkohle
Anthrazithochöfen:					
Kohlensäure	6,80	6,74	6,51	7,90	5,75
Kohlenoxyd	18,80	23,15	27,23	24,80	24,75
Wasserstoff	5,24	6,48	5,22	5,22	2,88
Methan	—	—	—	—	0,75
Stickstoff	69,06	63,52	60,94	62,08	63,70
Sauerstoff	0,10	0,11	0,10	—	—
$\frac{\text{Kohlensäure}}{\text{Kohlenoxyd}}$	0,36	0,29	0,24	0,32	0,23

	Hämatit	Gießerei	Schweden Martin	Spiegel	Rohkohle
Holzkohlenhochöfen:					
Kohlensäure	10,88	7,63	6,70	10,45	14,8
Kohlenoxyd	28,29	29,70	31,10	27,49	23,1
Wasserstoff	2,61	2,00	2,20	3,25	0,5
Methan	4,96	4,20	4,53	8,45	4,3
Stickstoff	53,26	56,47	55,47	50,36	57,3
$\frac{\text{Kohlensäure}}{\text{Kohlenoxyd}}$	0,38	0,26	0,21	0,38	0,64

Zwecks besserer Verbrennung der Gichtgase wird der mit ihnen aus dem Hochofen herausgetriebene Erzstaub abgeschieden, indem die Gase durch verschiedene Reinigungsrohre auf- und abgeführt werden, so daß sich der Staub infolge seines Gewichtes niedersetzt. Derartig gereinigte Gichtgase enthalten aber pro 1 cbm immer noch 3,5 g und mehr Staub. Daher kommen bei einem 100-t-Hochofen und bei einem Verbrauch von 1000 cbm Gas für Cowperheizung pro t Roheisen auf 1 Monat $10\frac{1}{2}$ t Staub. In neuerer Zeit werden die Gichtgase, nach vorheriger Abkühlung (Patent Bian), mittels des Zentrifugalwaschers von Theissen fast vollkommen gereinigt; sie enthalten dann pro 1 cbm nur 0,01 g Staub, d. h. statt obiger $10\frac{1}{2}$ t nur 30 kg pro Monat. Bei solcher Reinheit verbrennen die Gase vollkommener im Cowper, so daß man zum Cowperheizen weniger Gas braucht, zumal auch die weniger bestaubten Cowpersteine infolge ihrer größeren Wärmeleitungsfähigkeit die Wärme rascher aufnehmen.

Die gereinigten Gichtgase eignen sich ferner zur unmittelbaren Erzeugung motorischer Kraft. Es war unser Landsmann Dr. Ing. h. c. Fritz W. Lürmann, der zuerst und zwar 1886, den Gedanken der direkten Benutzung der Gichtgasverbrennung in den Zylindern der Gasmotoren nahelegte. Die Bedeutung dieses Fortschrittes geht daraus hervor, das die Gasmaschine bis 35 % der Brennstoffmenge umsetzen kann, gegen 10 % Brennstoffausnutzung bei der Dampfkesselanlage. Da nach Abzug des Cowpergases pro t Roheisen noch rund 2500 cbm Gichtgas mit einem Heizwert von rund 900 W.E. pro cbm zur Verfügung stehen, so werden auf jede Tonne Roheisen bei einem Gasverbrauch von 3 cbm ($= 3 \cdot 900 = 2700$ W.E.) pro PS und Stunde $\frac{2500}{24 \cdot 3} = 32$ PS erzielt, d. h. nach Abrechnung von 8 PS für den Betrieb der zum Hochofen gehörenden Gebläsemaschinen, Pumpen, Aufzüge usw. bleiben dann pro t Roheisen noch 24 PS frei, die anderweitig abgegeben werden können.

Kapitel IV.

Stahlwerksindustrie.

Die Stahlwerksindustrie umfaßt die Herstellung des schmiedbaren Eisens, und zwar die Fabrikation von Schweißeisen und von Flußeisen; erstere erfolgt nach dem Frischfeuer- und dem Puddelverfahren, letztere nach dem Konverter-, Herdofen- und Tiegelschmelzverfahren.

I. Schweißeisen.

1. Frischfeuerverfahren. Es ist das älteste Verfahren zur Herstellung schmiedbaren Eisens; man bezeichnet es auch als Herdfrischen. Seine Anwendung findet nur noch in Steiermark bei der Fabrikation von Werkzeugstahl und in Rußland, sowie Schweden für Hufnägel und Spezialbleche statt. Diese geringe Verbreitung des Frischfeuerbetriebes erklärt sich einerseits durch die erforderliche Benutzung von Holzkohle, andererseits durch die geringe Produktion und die hohen Selbstkosten des Frischfeuereisens; die Holzkohle ist nötig, weil nur ganz reiner Brennstoff benutzt werden kann, und die hohen Selbstkosten rühren von dem hohen Holzkohlenverbrauch und der geringen Produktionsfähigkeit eines Frischfeuers her. Das Herdfrischen besteht darin, daß in einem vierseitigen Herd, der zum Schutze des Mauerwerks von Gußplatten oder „Zacken“ eingefaßt ist, Holzkohle mittels kalten oder bis 150° erhitzten Windes, der durch 1—2 Düsen unter einem Winkel von 10° ins Feuer eingeführt wird, verbrannt und so durch die erzeugte Hitze das eingesetzte Roheisen zum Schmelzen gebracht wird. Der Sauerstoff des Windes oxydiert den Kohlenstoff, das Silizium und Mangan des Roheisens, sowie einen Teil des Eisens selbst; die durch letztere Verbrennung entstehende eisenoxydulhaltige Schlacke wirkt ihrerseits auch auf die Verbrennung der genannten drei Körper hin, weshalb zur Förderung des Prozesses auch Zuschläge von Hammerschlag, Sinter usw. gemacht werden. Nach wiederholtem Aufbrechen der noch rohen Teile des Einsatzes zwecks Beschleunigung der Oxydation ist der Kohlenstoffgehalt innerhalb ca. 3 Stunden bis auf 0,1 % gesunken und das Schmiedeeisen fertig.

Will man Frischfeuerstahl herstellen, so muß man den Prozeß bei dem gewünschten Kohlenstoffgehalt abbrechen; hierbei liegt die besondere Schwierigkeit darin, daß alle Teile des Einsatzes eine gleichmäßige Kohlenstoffverringerung erfahren müssen und daß dies schwer zu erkennen ist. Man verzögert daher die Entkohlung beim Frischen auf Stahl, indem man ein manganreicheres Eisen einsetzt. Das Mangan macht zugleich die Schlacke flüssiger, so daß sie sich leichter vom Eisen trennt und dieses schlackenreiner wird.

Der Einsatz eines Frischfeuers beträgt 75—150 kg Roheisen und der Koksverbrauch beim Frischen auf Schmiedeeisen 100 kg, auf Stahl 150 kg; der Abbrand stellt sich im ersteren Falle auf 14 % des Eisengewichtes und in letzterem auf 10 %.

Ist das verwandte Roheisen ein sehr reines, silizium- und manganarmes weißes Holzkohlenroheisen, das nur Spuren von Schwefel und Phosphor enthält, so genügt ein einmaliges Frischen; es kann aber nur Stahl erzeugt werden. Das Verfahren heißt dann „Einmalschmelzerei". Ist das Roheisen aber silizium- und manganhaltig, halbiert, so wird ein erneutes Niederschmelzen nach dem Aufbrechen des Einsatzes erforderlich; man bezeichnet dies als „Zweimalschmelzerei". Enthält endlich das Roheisen so viel Silizium, daß es grau aussieht, so bedarf es eines dreimaligen Niederschmelzens; daher der Name „Dreimalschmelzerei".

Da Phosphor und Schwefel während des Frischprozesses nur zum Teil in die Schlacke gehen, so hat man stets ein an diesen Bestandteilen reines Roheisen zu benutzen.

Das Frischfeuereisen ist der Qualität nach das beste Schweißeisen; es ist schlackenreiner und zäher als Puddeleisen. Die Frischfeuerschlacken enthalten bei geringem Phosphorgehalt im Anfang des Prozesses etwa 47 % Eisen und 30 % Kieselsäure und gegen Ende des Verfahrens 60 % Eisen bei 12 % Kieselsäure; erstere heißen Roh-, letztere Garschlacken, und beide finden im Hochofenbetriebe wieder Verwendung.

Frischfeuereisen-Analysen.

	Steirischer Frischfeuerstahl %	Schwedisches Frischfeuereisen %
Kohlenstoff	0,90	0,04
Silizium	0,02	0,04
Mangan	0,04	0,02
Phosphor	0,02	0,03
Schwefel	0,004	0,008

2. Puddelverfahren. Das Puddeln wurde im Jahre 1784 von dem Engländer Henry Cort erfunden und 1840 von seinem Landsmann Joseph Hall durch Einführung des eisenoxydreichen Herdfutters verbessert. Das Puddelverfahren unterscheidet sich von dem Herdfrischen dadurch, daß das Roheisen nicht direkt mehr mit dem Brennstoff zusammenkommt, so daß statt der teuren Holzkohle die billigere und unreinere Steinkohle verwandt werden kann, und ferner dadurch, daß das Frischen nicht durch zugeführten Windsauerstoff, sondern durch den Sauerstoff der Heizgase und vor allem durch den Sauerstoff von eisenoxydhaltigen Materialien erfolgt; schließlich gestattet das Puddeln die Verwendung eines schwefel- und phosphorreicheren Roheisens.

Die Einrichtung des Puddelofens geht aus Abbildung 13 und 14 hervor, welche einen Siegerländer Puddelofen darstellen. Im allgemeinen gleicht er einem Flammofen (siehe Kap. VI), der mit Rost- oder Gasfeuerung geheizt wird, doch ist der Herd aus einer gußeisernen Platte gebildet und durch einen hohl gegossenen Kühlkastenring eingefaßt, um die Haltbarkeit des Herdes durch Wasserkühlung zu verlängern. Der Herd des Ofens erhält des weiteren vor der Inbetriebsetzung des

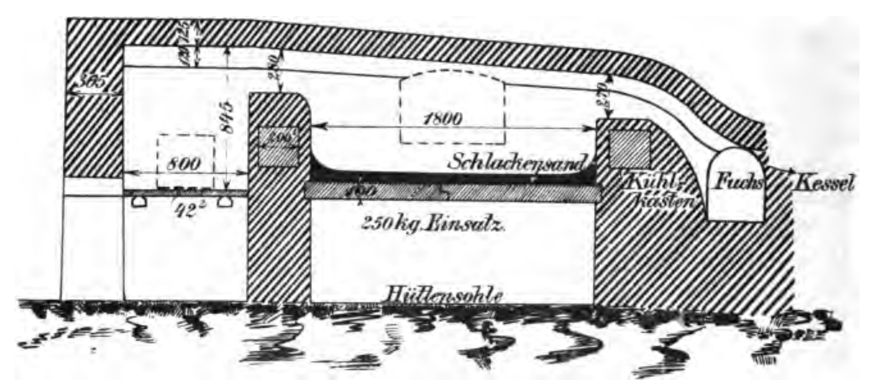


Abb. 13. Siegerländer Puddelofen.

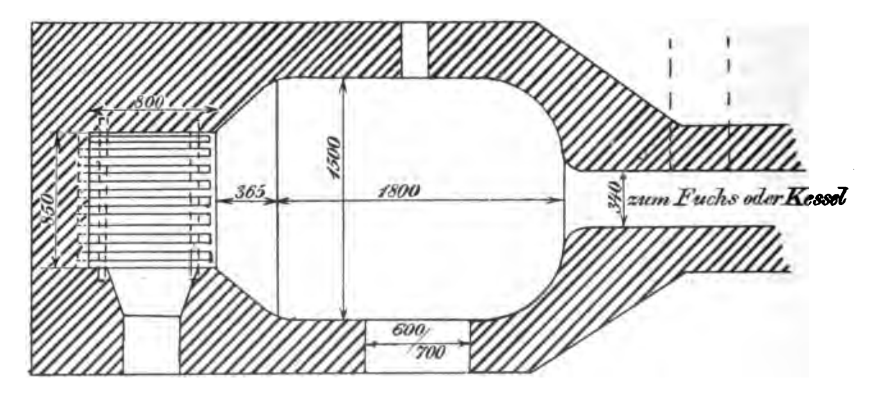


Abb. 14. Siegerländer Puddelofen.

Ofens noch eine Ausfütterung von eisenhaltigen Schlacken, die unter der Einwirkung des Gasstromes zunächst zum Sintern gebracht und dann mit Hammerschlag oder dergleichen bedeckt werden, auf daß der Herd am Boden und an den Seiten gleichmäßig mit einem strengflüssigen Futter von 100—200 mm Stärke ausgestattet ist. Dieses schwerschmelzige Futter von eisenoxydreichen Körpern bleibt erforderlich, weil es die Bildung einer basischen, eisenoxydreichen Schlacke zum Frischen des Eisens ermöglicht, ohne welche der Puddelprozeß dreimal länger dauern würde.

Der Puddelbetrieb geht nun in der Weise vor sich, daß das Roheisen in den vorher erhitzten Ofen eingetragen und der Einwirkung der Flamme ausgesetzt wird; sodann setzt man Hammerschlag zu und schließt die Einsatztür, damit keine Luft in den Ofen tritt. Nach ca. 40 Minuten ist das Roheisen eingeschmolzen und die Oxydation seiner Bestandteile beginnt durch den Sauerstoff des Hammerschlags. Dadurch, daß der Puddler mit einer langen „Kratze" das Eisenbad vor- und rückwärts durchrührt und so das Roheisen ordentlich mit der eisenoxydreichen Schlacke vermengt, sind Silizium, Mangan und Phosphor schon größtenteils nach 20 Minuten verbrannt; die Verbrennung des Schwefels erfolgt etwas langsamer und die des Kohlenstoffs in der Hauptsache erst nach der Oxydation der anderen Beimengungen. Mit der fortschreitenden Entkohlung wird das Eisen immer teigiger und das Rühren schwieriger; man arbeitet nun mit einer Brechstange das Eisen kräftig durch sowohl unten und oben als auch in der Mitte, und bewegt das Eisen von einer Seite des Ofens zur anderen, so daß es in großer Oberfläche mit den oxydierenden Materialien in Berührung kommt und gleichmäßig entkohlt wird. Gleichzeitig sucht man das bei der geringen Puddelofenhitze teigig gewordene Eisen in einzelne Haufen abzuteilen, welche jeweilig etwa den sechsten Teil des Einsatzes ausmachen. Die Haufen werden nunmehr der Reihe nach mit Stangen zusammengedrückt, damit die einzelnen Eisenkörnchen zusammenschweißen und möglichst viel Schlacke herausfließt. Die so nach Ablauf von etwa zwei Stunden fertig gemachte ballenförmige „Luppe" wird mittels einer Zange aus dem Puddelofen genommen, mittels Wagen unter einen Hammer bzw. eine Presse gefahren und dort zu einem Block geformt, der in noch glühendem Zustande schließlich im Walzwerk zur „Rohschiene" ausgewalzt wird.

Der Einsatz eines Puddelofens stellt sich auf ca. 250 kg und der Abbrand auf 3—15 kg; der Brennstoffverbrauch beträgt beim Puddeln auf Stahl 150 kg, sonst 80—90 kg.

Früher wurde ausschließlich auf weiches Schmiedeeisen gepuddelt, erst 1835, und zwar in Kärnten, auch auf Puddelstahl und schließlich noch auf „Feinkorn", d. h. ein Mittelding mit 0,3—0,6 % Kohlenstoff. Das Puddeln auf Schmiedeeisen bezeichnet man auch als „Sehnepuddeln und das auf Stahl und Feinkorn als „Kornpuddeln"; ersteres erfordert ein manganarmes Roheisen, das phosphorhaltig sein darf, während man für letzteres ein phosphor- und schwefelreines und vor allem manganhaltiges Roheisen zwecks Verlangsamung der Entkohlung vorzieht. Des Weiteren sticht man beim Sehnepuddeln die entstehende Schlacke aus dem Ofen ab, wohingegen man sie beim Stahlpuddeln im Ofen behält, damit keine Eisenteile aus dem Ofenbade hervorragen und so stärker oxydiert werden können.

Nachstehend einige Puddelluppen-Analysen, wobei bemerkt sei, daß Puddeleisen keine Sauerstoffeinschlüsse hat und sich dadurch vorteilhaft vor dem Flußeisen auszeichnet, andererseits aber besitzt es den Nachteil, durch eingeschlossene Schlacke — bis 4 % bei Rohschienen — faulbrüchig werden zu können.

Puddelluppen-Analysen.

	Sehne %	Feinkorn %	Stahl %
Kohlenstoff	0,16	0,63	0,94
Silizium	—	0,09	0,11
Mangan	0,09	0,15	0,27
Phosphor	0,09	0,12	0,07
Schwefel	—	0,009	Spuren

Die Puddelschlacken unterscheiden sich von den Frischfeuerschlacken nur insofern, als sie, je nach dem Phosphorgehalt des Roheisens, reich an Phosphor sein können und dann für den Hochofenbetrieb auf Thomasroheisen oder dergleichen sehr gesucht sind.

Die Abgase des Puddelofens werden zur Dampferzeugung benutzt, und zwar kommt auf einen Ofen etwa eine Kesselheizfläche von 20 qm und eine Dampferzeugung von 2—2,5 kg pro 1 kg Kohle.

II. Flußeisen.

Zur Herstellung des Flußeisens bedient man sich für Massenfabrikation entweder des Sauerstoffs der Luft oder des Sauerstoffs der Eisenerze. Der erstere Weg wird bei dem Konverterverfahren, d. h. dem Bessemer- und dem Thomasverfahren, beschritten, die letztere Methode gelangt im Herdofen zur Ausführung. Ein drittes Verfahren zur Herstellung von Qualitätsflußeisen in kleinen Mengen vollzieht sich im Tiegelofen.

1. Bessemerverfahren. Während bei dem Herdfrisch- und dem Puddelverfahren die gegenseitige Berührung des zu frischenden Roheisens mit der Luft eine mangelhafte ist, so daß die Arbeitsdauer dadurch sehr in die Länge gezogen wird, ist bei dem von Henry Bessemer 1855 in England erfundenen und mit dem Schweden Göranson ausgearbeiteten Verfahren diesem Übelstande abgeholfen, indem man die Luft durch das flüssige Eisen hindurchbläst und so das Eisen innig mit der Luft vermischt. Da nun ein Brennstoff nicht zugesetzt wird, andererseits aber die eingepreßte Luft bei ihrem Durchgange durch das Eisenbad die Temperatur desselben annimmt, also ihm Wärme entzieht, so würde das flüssige Eisen bald erstarren und der Frischprozeß unmöglich werden, wenn man nicht dem Roheisen eine solche Zusammensetzung geben könnte, daß durch die rasche Verbrennung gewisser Bestandteile das Eisenbad über die Er-

starrungstemperatur hinaus erhitzt bleibt. Zu diesen Bestandteilen gehören Silizium, Mangan und Eisen, welche durch Verbrennung von 1 % jeweilig eine Temperatursteigerung von 190° C bzw. 46° bzw. 28° C hervorrufen; die Temperaturerhöhung durch Verbrennung von 1 % Kohlenstoff beträgt nur 6° C.

Zur Ausführung der Verfahrens benutzt man einen birnenförmigen Apparat, „Konverter“ oder „Birne“ genannt, der an dem Mittelstück einen Stahlring mit zwei Zapfen zum Tragen und Kippen des Konverters besitzt und unten am Boden einen Windkasten aufweist, in den der Gebläsewind eingeführt wird, um durch zahlreiche im Boden angebrachte Windöffnungen oder „Feren“ in den Konverter auszuströmen. Der Druck des Windes muß größer sein als der des Eisenbades, auf daß das Eisen nicht die Windöffnungen vollläuft. Aus demselben Grunde muß die Birne auch eine solche innere Form haben, daß, wenn sie auf den Rücken gekippt wird, das Metallbad die Windöffnungen nicht mehr bespült und der Wind ohne Gefahr abgestellt werden kann. Abbildung 15 bringt eine Birne im Durchschnitt.

Die Birne ist mit Rücksicht auf die höhere Temperatur mit einem feuerfesteren Futter versehen als der Puddelofen, und zwar verwendet man ein kieselsäurereiches Futter; dies hat aber den Nachteil, daß sich in der Birne keine basische Schlacke zu bilden vermag, weil die entstehenden basischen Eisen- und Manganoxyde sich wieder mit der Kieselsäure des Futters vereinigen. In saurer Schlacke kann aber kein Phosphor aus dem Roheisen abgeschieden werden, infolge dessen darf das Bessemerroheisen keinen Phosphor enthalten.

Der Einsatz der Bessemerbirne beträgt 6—8,5 t, und man rechnet für 1 t Einsatz 1 cbm Rauminhalt, wiewohl 1 t flüssiges Roheisen nur 0,14 cbm Raum einnimmt. Die Höhe des Eisenbades stellt sich auf etwa 500 mm, die Halsmündung der Bessemerbirne wechselt zwischen 0,5—0,6 m, die lichte Weite zwischen 1,8—2,2 m und die Höhe beläuft sich auf etwa 4,5 m.

Da der Verlauf des Bessemerprozesses sich in ca. 30 Minuten abspielt und man so häufig am Hochofen nicht absticht, muß das Roheisen für den Bessemerprozeß entweder jeweilig erst im Kupolofen umgeschmolzen werden oder, falls es direkt aus dem Hochofen genommen werden soll, durch einen Mischer von 250—700 t Inhalt gehen, aus dem dann das Eisen nach Bedarf entnommen wird.

Was nun den Bessemerprozeß selbst anbelangt, so beginnt sofort mit dem Blasen die Verbrennung des Mangans, Siliziums und eines Teils Eisen und sodann die des Kohlenstoffs, wobei das Bad derart unruhig wird, daß ganze Garben verbrennenden Eisens und weißglühender Schlackenteile aus der Birne ausgeworfen werden. Sobald die Entkohlung vollendet ist, hört das Auswerfen auf, und die Flamme zieht sich wieder zurück. Der ganze Prozeß dauert im

allgemeinen nur 15—30 Minuten. Da es infolgedessen sehr große Schwierigkeiten bereitet, Flußstahl darzustellen, so entkohlt man das Eisen zunächst fast gänzlich und gibt ihm dann am Schluß des „Bessemerns“ durch Zusatz von hochgekohltem Spiegeleisen oder Ferromangan bzw. Ferrosilizium den gewünschten Kohlenstoffgehalt; hierbei wirkt zugleich der Mangangehalt des Zusatzeisens auf Bindung des Sauerstoffgehaltes des Bessemerflußeisens hin, d. h. auf die sogen. „Desoxydation“. Der Inhalt der Birne wird hierauf in eine Pfanne umgekippt, aus der man das Eisen in Blockformen gießt.

Der Abbrand einer Bessemercharge stellt sich bei uns bis auf etwa 12 %, je nach dem Silizium- und Mangangehalt des Roheisens; in Amerika ist er höher, weil man dort ein Roheisen mit nur 1 % Silizium und 0,05 % Mangan benutzt und den kalten Gang des Prozesses dadurch auszugleichen sucht, daß man das Roheisen stark vorwärmt und eventuell durch Schrägstellen der Birne einen Teil der Düsen oberhalb des Eisenbades bringt, wodurch das aus dem Bade aufsteigende Kohlenoxyd unter Temperatursteigerung zu Kohlensäure verbrennt und so das Eisen höher erhitzt wird, andererseits aber auch mehr Eisen verbrennt.

Bessemerflußeisen wird für gröbere Werkzeuge, Federn usw. benutzt, für Bleche, Winkeleisen, Schienen und Eisenbahnbedarfsmaterial. Analysen von Bessemerflußeisen sind in nachstehender Tabelle (nach Messerschmidt) zusammengestellt.

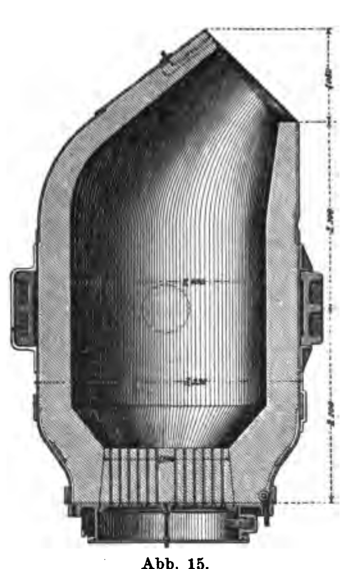
Bessemerflußeisen-Analysen.

	Schienen	Bleche gew.	Bleche hart
Kohlenstoff	0,40–0,50 %	0,20 %	0,62 %
Silizium	0,30–0,35 %	Spuren	0,28 %
Mangan	0,60–1,00 %	0,35 %	1,05 %
Phosphor	0,06–0,10 %	0,059 %	0,07 %
Schwefel	0,03–0,06 %	0,05 %	0,06 %
Kupfer	Spuren	Spuren	0,07 %

Die Bessemerschlacke enthält bedeutend weniger Eisen als die Puddelschlacke, weil bei der hohen Temperatur die Verwandtschaft zwischen dem Kohlenstoff und Sauerstoff sich erhöht und daher der Kohlenstoff das beim Blasen entstehende Eisenoxydul wieder zerlegt; wegen ihres hohen Mangangehaltes (bis 20 %) und ihrer Phosphorreinheit findet sie jedoch stets Abnehmer unter den Hochöfnern.

2. Thomasprozeß. Wenngleich durch das Bessemerverfahren die Erzeugung von schmiedbarem Eisen verzehnfacht wurde im Vergleich zum Puddelbetrieb, so war es doch auf die Verwendung phosphorreinen Roheisens beschränkt, so daß die Entwicklung der Bessemerstahlindustrie doch in bestimmten Grenzen blieb. Eine Änderung

trat erst ein, als es den Engländern Thomas und Gilchrist 1878 gelang, durch Anwendung einer aus gebranntem Dolomit hergestellten feuerfesten basischen Ausfütterung der Birne und durch Zuschlag von gebranntem Kalk eine Entphosphorung des Roheisens zu ermöglichen, und als Professor von Ehrenwerth im Anschluß daran auf die Temperatursteigerung aufmerksam machte, welche in Höhe von 120° C bei Verbrennung von 1 % hervorgerufen wird. Letztere Erkenntnis hatte zur Folge, daß statt des teuren siliziumreichen grauen Roheisens für das saure Bessemerverfahren ein billigeres, siliziumarmes weißes Roheisen für das basische Verfahren verwandt werden konnte, das statt des Siliziums ca. 2 % Phosphor enthält. Wegen des basischen Futters und der basischen Schlacke schadet ferner ein höherer Schwefelgehalt nicht, sofern nur das Zehnfache seines Gehaltes an Mangan vorhanden ist zur Abscheidung.


Abb. 15.
Thomasbirne der Dortmunder Union.

Der Thomasprozeß unterscheidet sich nun dadurch von dem Bessemerprozeß, daß vor dem Einlassen des Eisens die Birne mit etwa 15—17 % gebranntem Kalk gefüllt wird; die Verbrennung des Siliziums und des Mangans geht in derselben Weise vor sich wie beim Bessemerprozeß, desgleichen die Entkohlung; erst wenn diese fast beendet, findet in einigen wenigen Minuten die Entphosphorung statt. Sobald der Phosphor verschlackt ist, gießt man die Schlacke ab und setzt dann in bekannter Weise Spiegeleisen usw. zur Desoxydation und Rückkohlung zu.

Infolge des Kalkzusetzens, des Entphosphorns und des Abgießens der Schlacke aus der Birne verläuft der Thomasprozeß langsamer als der Bessemerprozeß; die Zeitdauer beträgt etwa 40 Minuten pro Charge. Entsprechend der großen Schlackenmenge ist der Rauminhalt der Thomasbirne größer als der der Bessemerbirne, man rechnet 1,2 cbm pro 1 t Einsatz. Letzterer wechselt bei uns zwischen 5,5—20 t. Die Halsmündung der Thomasbirne mißt bis 1200 mm, um einer Verstopfung der Birne durch emporgeworfene Schlacken vorzubeugen. Der Abbrand stellt sich beim „Thomasieren“ auf ca. 15 %, d. h. höher als beim „Bessemern“, weil das Nachblasen zur Entphosphorung noch hinzukommt.

Das Thomasflußeisen findet Verwendung zu Schienen, Trägern, Blechen, Draht und zu sonstigen Erzeugnissen, bei denen es auf

leichte Sc
Analysen i

Die
Phosphors
Roheisen
Landwirts
mögen na
schlacke

3. I
Siemens
unvollko
Gas, da
in Wärn
in Firm
um du
abfällen
Verbren
werden
vielfach
Ab

digen Verbrennung mehr Luft als Gas nötig ist. Das erhitzte Gas vereinigt sich bei seinem Eintritt in den Herdofen mit der vorgewärmten Luft, welche oberhalb der Gasöffnung eintritt und entwickelt bei der Verbrennung eine solche Temperatur, daß das eingesetzte Roheisen und das Schmiedeeisen schmelzen und flüssig bleiben. Die heißen Verbrennungsgase strömen nun aus dem Ofen und durch die

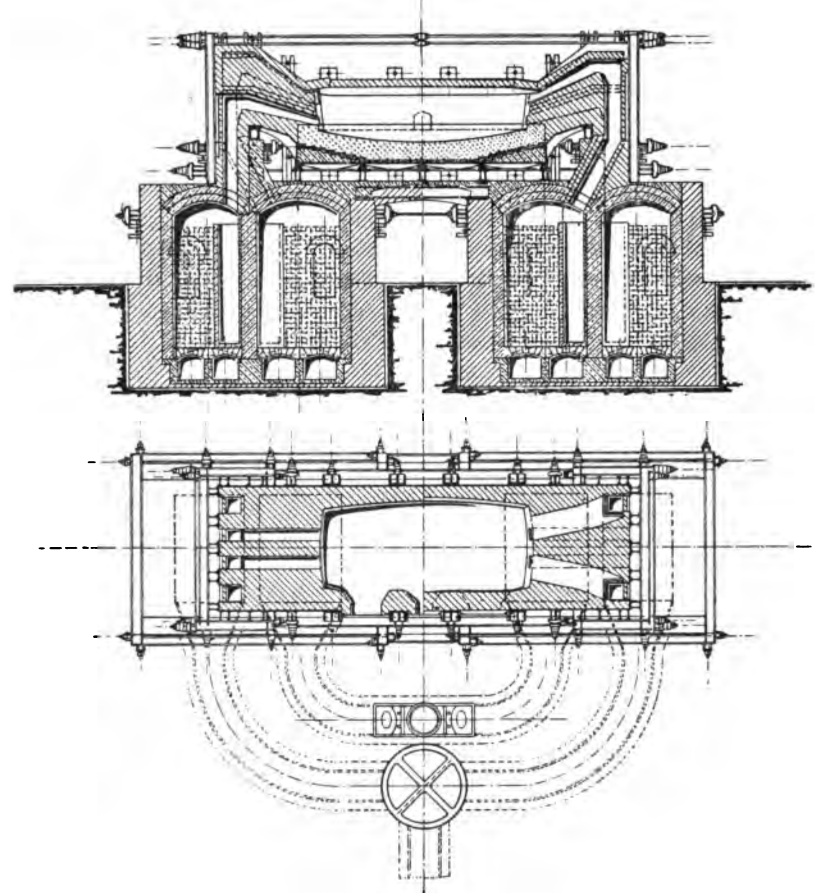


Abb. 16. Siemens-Martinofen.

entsprechenden anderen Wärmespeicher, erwärmen die Steinfüllung und gehen dann zum Schornstein. Wenn die Wärmespeicher wieder heiß sind, wird durch besondere Umsteuervorrichtungen dem Gas- und Luftstrom die entgegengesetzte Richtung gegeben, beide ziehen jetzt durch die geheizten Kammern und erhitzen nach ihrer Verbrennung im Ofen die beiden ersten inzwischen kalt gewordenen Kammern.

Die Länge des Herdes beträgt etwa 4,5—6,0 m und ist zwei- bis dreimal so groß als die Breite; pro Tonne Einsatz rechnet man gewöhnlich eine Herdoberfläche von 0,75 qm. Der Einsatz steigt bis zu 50 t; da eine Tonne Stahl einen Raum von ca. 0,13 cbm einnimmt und 1 cbm flüssiger Stahl ca. 7,7 t wiegt, so ist das Metallbad etwa 10—40 cm hoch. An der dem Stichloch gegenüberliegenden Ofenseite sind eine oder mehrere Türen zum Einsetzen des Eisens und zur Vornahme von eventuellen Ausbesserungen des Ofens angebracht. Das Einsetzen geschieht entweder von Hand oder maschinell.

Der Herd des Ofens wurde anfänglich nur aus Dinasziegeln hergestellt und mit einem kieselsäurereichen Futter versehen, ähnlich wie die Bessemerbirne; heute benutzt man einen derartigen „sauren" Martinofen fast nur zur Formgußdarstellung oder für wirkliche Stahlfabrikate, während zur Herstellung von vorwiegend weichem Flußeisen der Herd mit gebranntem Dolomit oder Magnesit zugestellt wird, den man durch eine Schicht schwer schmelzbaren Chromeisensteins von dem sonstigen sauren feuerfesten Ofenmauerwerk trennt.

Man teilt daher das Siemens-Martinverfahren in ein „saures" und ein „basisches" ein; betreffs ersteren sei auf Kapitel VI unter Stahlguß verwiesen. Das basische Verfahren zerfällt wieder in verschiedene Ausführungen und Zwischenarten, welche sich teils nach dem Aggregatzustande des verwandten Roheisens, teils nach der Beschaffenheit des benutzten Oxydationsmittels und teils nach der Kraft und Intensität des letzteren unterscheiden; im besonderen spricht man von dem Schrottschmelzverfahren, dem Roheisenerzverfahren, dem Bertrand-Thielprozeß, dem Talbotprozeß und dem Surcyckiverfahren.

a) Schrottschmelzverfahren. Es ist dies die älteste Methode zur Herstellung von Martinflußeisen, und zwar aus Roheisen und Schrott (Schienenenden oder sonstigen Abfällen von schmiedbarem Eisen), wobei der an dem Schrott haftende Rost, d. h. das durch Oxydation an der Luft gebildete Eisenoxydoxydul, sowie der Sauerstoff der Heizgase auf das eingesetzte Roheisen oxydierend einwirken und es in schmiedbares Eisen umwandeln. Der Ofen wird zunächst erhitzt, sodann ein Kalkzuschlag in Höhe von 6—12 % des Einsatzgewichtes eingebracht, um aus dem Eisen den Phosphor, sowie Silizium und Schwefel zu verschlacken, und schließlich setzt man das Roheisen und den Schrott ein. Schon während des Einschmelzens verbrennt ein Teil des Kohlenstoffs, weil durch die hohe Temperatur des Martinofens die Verwandtschaft des Kohlenstoffs zum Sauerstoff sehr verstärkt und stärker ist als bei den erwähnten Frischprozessen. Das Silizium ist meist schon verbrannt, wenn des Einschmelzen des Einsatzes beendet ist; der Mangangehalt hingegen wird allerdings auch sofort oxydiert, aber die auf dem basischen Herde entstehende basische Schlacke verzögert die vollständige Verbrennung des Mangans derart,

daß gegen Ende des Einschmelzens noch 0,3 % und mehr Mangan vorhanden sein können. Der Phosphor des Einsatzes geht auch zum Teil schon während des Einschmelzens als Phosphat in die Schlacke, bei höherem Gehalt aber vorwiegend erst, nachdem der Kohlenstoffgehalt größtenteils abgenommen hat, weil der Kohlenstoff das Bestreben zeigt, bei der hohen Temperatur die gebildeten Phosphate wieder zu Phosphor zu reduzieren; je höher also der Phosphorgehalt, desto länger dauert der Prozeß. Ein hoher Schwefelgehalt wird von der basischen Schlacke leicht aufgenommen, so daß 0,2 % Schwefel im Einsatz nichts Ungewöhnliches sind, zumal der am Schluß der Entkohlung zwecks Desoxydation und Rückkohlung erfolgende Zusatz von Ferromangan usw. eine weitere Schwefelabscheidung nach sich zieht.

Die Dauer einer „Hitze“, d. h. der Verarbeitung eines Einsatzes, wechselt zwischen 4—12 Stunden, je nach der chemischen Zusammensetzung des Roheisens und nach dem Verhältnis zwischen Roheisen und Schrott. Ein 15-t-Ofen leistet selten mehr als 70—75 t im Tage. Der Abbrand stellt sich auf 5—7 % vom Einsatzgewicht und der Brennstoffverbrauch auf 300—600 kg pro t, je nach der Dauer der Hitze und nicht minder nach der Größe der Öfen, indem ein großer Einsatz in einer Hitze weniger Brennstoff verbraucht.

In der Hauptsache erzeugt man nach dem Schrottschmelzverfahren ein weiches Flußeisen für Bauwerkeisen, Schienen, Bleche, Draht, sowie zum Kaltwalzen und Stanzen.

Martinflußeisen-Analysen (Schrottschmelzverfahren).

	Schienen	Bleche		Stabeisen	Draht
		weich	hart		
	%	%	%	%	%
Kohlenstoff	0,36	0,09	0,62	0,11	0,11
Silizium	0,16	0,02	0,14	0,06	0,01
Mangan	0,98	0,37	0,89	0,64	0,45
Phosphor	0,04	0,04	0,04	0,04	0,05
Schwefel	0,05	0,05	0,05	0,05	0,035

Die Martinofenschlacke setzt sich gemäß folgender Analyse zusammen und findet Anwendung im Hochofenbetriebe sowie zur Herstellung von Beton (4 Teile Schlackenbrocken von 35—40 mm, 1 Teil Portlandzement und 1 Teil Sand oder Schlackengries).

Martinschlacken-Analyse.

Kieselsäure	17—13 %
Tonerde	12—2 %
Manganoxydul	3—10 %
Eisenoxydul	15—24 %
Kalk	33—38 %
Phosphorsäure	16—3 %

b) Roheisenerzverfahren. Zur Förderung der Oxydation und Abkürzung des Prozesses, besonders bei hohem Roheisensatz, bringt man noch Eisenoxyde (Rot- und Magneteisensteine, Hammerschlag, Walzensinter) in den Ofen, und hieraus hat sich allmählich das Roheisenerzverfahren gebildet, bei dem flüssiges Roheisen und Erz den Einsatz bilden. Die Oxydation des Roheisens erfolgt durch den Erzsauerstoff und durch die Heizgase. Der Erzsauerstoff ist nicht verdünnt wie der Luftsauerstoff, der mit 77 % fremden Bestandteilen verbunden ist, aber er muß andererseits erst mit großem Wärmeaufwande aus den Erzen abgeschieden werden.

Der Prozeß verläuft in der Weise, daß zuerst das spezifisch leichtere Erz nebst Kalk in den Ofen eingesetzt und dann das flüssige Eisen darüber gegossen wird, auf daß dieses sich gut mit dem Erz mischt. Mangan und Silizium scheiden sich sofort beim Eingießen des Roheisens ab; die Kohlenstoffverbrennung beansprucht mit Rücksicht auf den höheren Kohlenstoffgehalt des flüssigen Roheisens im Vergleich zum Kohlenstoffgehalt des Schrottschmelzverfahren-Einsatzes eine etwas längere Zeitdauer. Andererseits aber beträgt trotzdem die Produktion mehr als beim Schrottprozeß, weil die Ofenwärme besser ausgenutzt wird, indem die Öfen beim Einsetzen weniger Abkühlung erfahren und gleichzeitig die Heizgase nicht durch feste Einsatzmaterialien an dem gleichmäßigen Durchzug und der vollständigen Verbrennung im Ofenraume selbst gehindert werden, und weil der Abbrand an Kohlenstoff, Mangan, Silizium und Phosphor sich geringer stellt als der Zugang an Eisen durch Reduktion der Eisenerze. Das Gesamtausbringen vermag sogar bei phosphor- und schwefelarmem Roheisen sowie reinen und reichhaltigen Eisenerzen auf 107 % des Metalleinsatzes zu steigen.

Zweckmäßig für die Verkürzung der Chargendauer bleibt ein möglichst geringer Phosphorgehalt und Schwefelgehalt im Roheisen, und der Siliziumgehalt beträgt am besten 1—1,5 %, nicht weniger, weil sonst die Schlackenmenge, d. h. die Eisenoxydulsilikatmenge, welche die Kohlenstoffabscheidung zu bewirken hat, zu klein ausfällt.

Nachstehend die chemische Zusammensetzung des nach dem Roheisenerzverfahren hergestellten Flußeisens und der dabei fallenden Schlacke nach Dichmann:

Martinflußeisen-Analyse (Roheisenerzverfahren).

Kohlenstoff	0,07 %
Silizium	0,05 %
Mangan	0,50 %
Phosphor	0,06 %
Schwefel	0,03 %

Martinschlacke.

Eisen	9,43 %
Mangan	11,93 %
Kieselsäure	24,80 %
Kalk	33,32 %

c) Bertrand-Thielprozeß. Dieses Verfahren von Ingenieur O. Thiel und Direktor Bertrand in Kladno sucht durch Verteilung des Erzzusatzes auf zwei Zeiten und zwei basische Herdöfen, verbunden mit Trennung der unwirksam gewordenen Schlacke vom Eisen vor dem zweiten Erzzusatz sowie durch Überhitzung des Roheisens in dem zweiten Ofen die Reaktionsfähigkeit des Roheisenbades gegenüber den Eisenerzen zu erhöhen. In dem ersten Martinofen, dem Vorfrischofen, wird zunächst ein Teil des Kalk- und Erzzuschlages sowie festes Roheisen eingesetzt und hierauf das flüssige Roheisen eingelassen; nach Beginn des Aufkochens erfolgt ein weiterer Zusatz an Erz und Kalk, und zwar in solcher Höhe, daß Mangan und Silizium gänzlich, Phosphor bis auf 0,1—0,2 % und Kohlenstoff bis auf etwa $2^1/_2$ % verbrannt werden. Innerhalb $2^1/_2$ Stunden vom Beginn des Einsetzens an geht diese Oxydation so weit vor sich, und die Reaktion hört nun auf. Daher trennt man das vorgefrischte Eisen von der verbrauchten Schlacke, indem man das Eisen mittels Kran in einen zweiten Martinofen umgießt, und zwar auf vorgewärmten Schrott, und dann durch Zusatz frischer Erze nebst Kalk eine neue Schlacke bildet; diese gestattet dem Metall, während ihrer Bildung sich zu erhitzen, was um so leichter eintritt, als das Eisenbad nur von einer verhältnismäßig geringen Schlackenmenge bedeckt ist. Dadurch, daß die neue Schlacke nicht durch die alte unwirksame verdünnt und abgeschwächt wird und das Roheisen infolge dessen in reicherem Überschuß vorhanden ist, wird die gegenseitige Einwirkung der Schlacke und des erhitzten Roheisens verstärkt, so daß die Entkohlung wesentlich rascher erfolgt. Wird der Erzsatz im Vorfrischofen in der angegebenen Weise bemessen, so gleicht die Zeitdauer des Fertigfrischens ungefähr der des Vorfrischens. Die Gesamtchargendauer beläuft sich bei gewöhnlichen Öfen auf etwa 5—6 Stunden, so daß jeder Ofen demnach vier bis fünf Einsätze verarbeitet. Das Ausbringen stellt sich bei hohem Phosphorgehalt, der ganz in die Schlacke geht, dabei bis 104 %; außerdem enthält die Schlacke des Vorfrischofens bei Verarbeitung eines phosphorreichen Roheisens einen der Thomasschlacke gleichartigen Phosphorgehalt, wodurch das Verfahren ebenfalls an Wert gewinnt. Was die Qualität der zu verwendenden Erze anbelangt, so sind kieselsäurereiche und eisenarme Materialien nicht zu benutzen, weil die erhöhte Schlackenmenge mit dem Prinzip des Verfahrens im Widerspruch steht und seine Vorteile in gewissem Sinne illusorisch macht. Die Zusammensetzung des Roheisens ist für die

Durchführung des Prozesses an sich gleichgültig, doch bleibt zu berücksichtigen, daß ein hoher Mangangehalt das Frischen verzögert; ein hoher Phosphorgehalt ist wegen des pekuniären Gewinnes aus der Schlacke nicht unerwünscht.

Martinflußeisen-Analyse (Bertrand-Thielprozeß).

Kohlenstoff	0,15 %
Silizium	0,018 %
Mangan	0,32 %
Phosphor	0,01 %
Schwefel	—

Vorfrischofenschlacke.

Eisen	6,0 %
Kieselsäure	19,16 %
Phosphorsäure (bei 1,36 % P im Roheisen)	18,88 %

d) Talbotprozeß. Bei diesem Verfahren, von Benjamin Talbot in Leeds, wird zur Erhöhung der Badtemperatur das flüssige Roheisen in einem Kippofen mit einem Stahlbade gemischt, wodurch die Temperatur des Roheisens unter Mitwirkung der Flamme in kürzester Zeit von 1200° C auf die Temperatur des Stahls, d. h. 1500—1600°, gebracht und so die Reaktionsfähigkeit der Eisenoxyde auf das flüssige Roheisen in hohem Grade verstärkt wird. Abbildung 17 und 18 stellen einen solchen kippbaren Martinofen dar, der zumeist 100 bis 200 t Einsatz besitzt. Bei dem Betriebe eines 100-t-Talbotofens verfährt man in der Weise, daß zunächst der in Hitze geratene Ofen mit 50 t Schrott gefüllt wird; nach dem Einschmelzen setzt man zur Bildung einer oxydreichen Schlacke Walzensinter bzw. Erz und gebrannten Kalk ein und läßt dann langsam 15 t flüssiges Roheisen einlaufen. Nachdem die hierbei entstehende Reaktion zu Ende und das Bad ruhig geworden ist, setzt man wieder Kalk und Erz ein und füllt weitere 15 t flüssiges Roheisen nach, und so fort, bis der Ofen voll wird. Ist die Charge nun so weit fertig, daß sich nur noch kleine Kochblasen zeigen, so wird die Schlacke durch Kippen des Ofens durch ein Schlackenloch abgelassen und die Charge mit gebranntem Kalk entphosphort. Sobald die Charge nun heiß geworden, wird der Ofen gekippt und ein Quantum von 25—30 t Stahl in die Gießpfanne abgestochen. Auf den zurückgebliebenen Stahl wird sodann wieder Walzensinter oder Erze gesetzt, welche von der zurückgebliebenen Schlacke bei ihrem Mangel an Oxyden rasch aufgenommen werden, so daß der Zuguß von 25—30 t flüssigem Roheisen ohne weitere Wartezeit erfolgen kann; in 30—40 Minuten ist das Roheisen wieder vorgefrischt. Fertig gemacht wird die Charge in der Pfanne, indem man letztere bis zu einem Viertel ihres Inhaltes füllt und zum Desoxydieren und Rückkohlen Anthrazit in kleinen nußgroßen Stücken und bald darauf Ferromangan zusetzt. Die Desoxydation in der Pfanne

genügt für alle Chargen von weichem Flußeisen, sowie für Flußstahl verschiedener Härtestufen bis zu 80 kg Festigkeit; für feinere Stahlsorten, Bandagenstahl oder schweißbares Flußeisen mit 0,1—0,05 % Kohlenstoff dagegen ist der Talbotprozeß nicht geeignet.

Der Schwerpunkt beim Talbotprozeß liegt in der ständig hohen Ofentemperatur, welche eine beschleunigte Einwirkung der Eisenoxyde

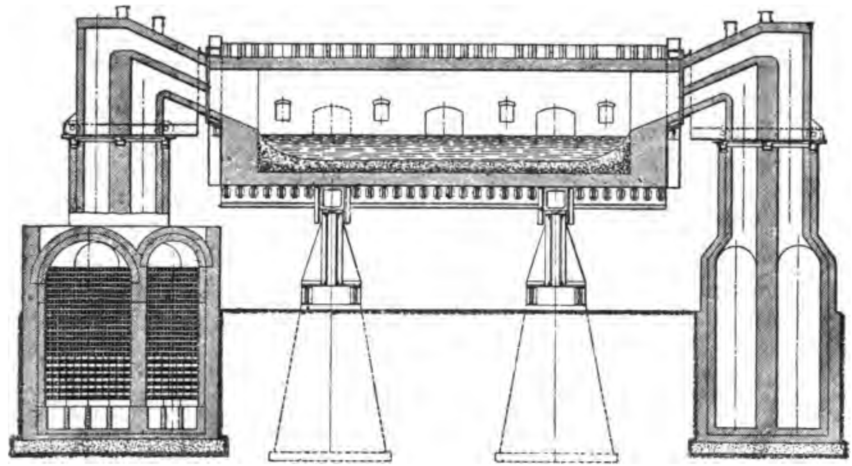


Abb. 17. Talbotofen.

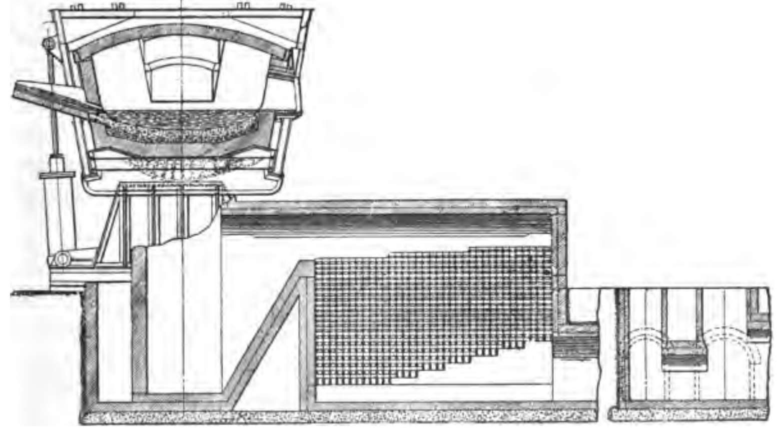


Abb. 18. Talbotofen.

verursacht, die um so intensiver in Wirkung tritt, weil das Bad im Talbotofen kohlenstoffarm ist, indem es etwa $^1/_2$ % Kohlenstoff nicht übersteigt. Je größer der Talbotofen ist, d. h. je mehr Stahl im Ofen zurückgehalten werden kann, desto mehr überschüssige Hitze besitzt das große Stahlbad und desto leichter kann es Temperaturschwankungen vertragen.

Eine Beschränkung in der Wahl der Eisenerze beim Zusatz hinsichtlich der Höhe des Kieselsäuregehaltes liegt nicht vor. Auf die Zusammensetzung des Roheisens kommt es ebenfalls nicht so genau an, da das große, niedrig silizierte Metallbad schnell einen zu hohen Siliziumgehalt des Roheisens auszugleichen vermag, ohne daß die Ofenmauerung angegriffen wird; bei manganhaltigem Roheisen tritt ferner, ähnlich wie im Mischer, eine Schwefelabscheidung ein; ein hoher Phosphorgehalt hat den Nachteil, eine zeitraubende Nacharbeit zur Entphosphorung zu erfordern, andererseits aber ergibt er z. B. bei Verwendung einer Art Thomasroheisen eine Schlacke mit über $16^1/_2$ % Phosphorsäure. Da die Kohlenstoffoxydation im Talbotofen nach Belieben verzögert oder beschleunigt werden kann, so wird dadurch die Herstellung von höher gekohltem Stahl, wie für Schienen oder Achsen, wesentlich vereinfacht, indem man nicht völlig zu entkohlen und dann auf den gewünschten Grad rückzukohlen braucht. Was die Leistungsfähigkeit des Talbotofens anbelangt, so stellt sich diese bei einem 100-t-Ofen auf 25 t Flußeisen in drei Stunden; ein 200-t-Ofen leistet noch mehr, weil ein größerer Überschuß an flüssigem Stahl, d. h. ein größerer Wärmespeicher, zurückbleibt, und weil bei einem Abstich von 20 t ein nicht viel geringerer Zeitverlust eintritt als bei einem solchen von 40 t.

Statt nur mit flüssigem Roheisen kann man auch mit Schrottzusatz arbeiten; dabei läßt sich in dem großen Stahlbad auch leichter Schrott gut und schnell verschmelzen, ohne Verluste durch Oxydation befürchten zu müssen. Dieser Umstand fällt hinsichtlich der wirtschaftlichen Bedeutung des Talbotverfahrens schwer ins Gewicht, da er es ermöglicht, bei dem erheblichen Wärmeüberschuß größere Mengen mehr oder minder reduzierter Eisenerze trotz ihres geringen spezifischen Gewichtes mit zu verschmelzen, so daß hierdurch das Ausbringen auf 115 % des Metalleinsatzes zu steigen vermag.

Martinflußeisen-Analyse (Talbotprozeß).

	I %	II %
Kohlenstoff	0,21	0,16
Silizium	0,018	—
Mangan	0,47	0,56
Phosphor	0,021	0,028
Schwefel	0,05	0,047

Martinschlacke (bei 0,1 % P im Roheisen).

Eisen	8,85 %
Kieselsäure	25,40 %
Kalk	41,20 %

e) Surcycki-Verfahren. Dieser Prozeß des Ingenieurs R. Surzycki in Czenstochau bezweckt auf Basis des Talbotverfahrens einen kontinuierlichen Betrieb in einem feststehenden Martinofen; zu diesem Zweck erhält der Ofen übereinander, aber nicht in einer Linie, zwei Stichöffnungen, die in eine Doppelausflußrinne münden, so daß die Schlacke und ein Teil der fertigen Charge ohne völlige Entleerung des Herdes abgegossen werden können. Der Betrieb geht in der Weise vor sich, daß man im Ofen zuvörderst kalten Schrott einschmilzt, dann flüssiges Roheisen zugießt, nach Beruhigung des Bades eine entsprechende Menge Erz zusetzt und darauf wieder flüssiges Roheisen usw., bis der Ofen voll ist. Entphosphort wird in der gewöhnlichen Weise mit Kalk, und nach Beendigung der gewünschten Entkohlung wird ein Teil des fertigen Metalls durch das obere Stichloch in eine Gießpfanne abgestochen, woselbst es mittels Holzkohle und Ferromangan desoxydiert wird. Sobald der Abstich vollendet, schließt man das obere Stichloch wieder mit gebranntem Dolomit und gießt nach erneutem Zusatz von Erz bzw. Walzensinter wieder eine der abgelassenen Menge Flußeisen entsprechende Charge Roheisen zu. Man ordnet die obere Abstichöffnung eines Ofens, der 40—50 t flüssiges Material faßt, derart an, daß 25—30 t fertigen Materials abgegossen und 25—20 t zurückbehalten werden können. Infolge des geringeren Einsatzes stellt sich der Kohlenstoffgehalt des Metallbades etwa doppelt so hoch als wie beim Talbotbad, desgleichen ist der Wärmeüberschuß wegen des geringeren Ofeninhaltes kleiner, andererseits aber die Anlagekosten wesentlich niedriger.

4) Tiegelschmelzverfahren. Wenngleich das nach dem Konverter- oder Herdofenverfahren hergestellte Flußeisen durch den Zusatz von Ferromangan, Spiegeleisen usw. das stets enthaltende Eisenoxydul verliert, so wird es doch nicht völlig frei von anderen Oxyden; infolgedessen ist das Konverter- und Herdofenflußeisen nicht für solche Erzeugnisse geeignet, die aus gänzlich blasenfreien Blöcken hergestellt werden müssen. Für solche Qualitäten dient das im Tiegelofen geschmolzene Flußeisen.

Das Tiegelschmelzverfahren wurde in der Mitte des 18. Jahrhunderts von Benjamin Huntsmann in Handsworth bei Sheffield für die Fabrikation von Uhrfedern, Werkzeugen usw. erfunden und Anfang des 19. Jahrhunderts von Krupp in Essen zur Herstellung von größeren Stücken ausgearbeitet.

Das Tiegelschmelzverfahren besteht darin, ein nach den Frischprozessen, insbesondere nach dem Puddel- oder Frischfeuerverfahren, hergestelltes schmiedbares Eisen, das also noch Schlacke einschließt, in einem von außen erhitzten Tiegel mit Deckelverschluß zu schmelzen, wobei dann das erzeugte Flußeisen von diesen Verunreinigungen befreit wird. Da die Tiegel um so weniger halten, je höherer Tem-

peratur sie ausgesetzt sind und andererseits Stahl eine geringere Schmelztemperatur besitzt als kohlenstoffarmes Flußeisen, so stellt man zumeist nur Tiegelstahl her.

Die Tiegel, welche aus feuerfestem Ton und Graphit für einen Inhalt von 10—35 kg Stahl geformt werden, halten höchstens drei Hitzen aus; sie werden 16—24 an der Zahl in einen sogen. Tiegelflammofen eingesetzt, der nach System Siemens mit Wärmespeichern und Umschaltvorrichtungen versehen ist. Abbildung 19 gibt einen Längsschnitt eines derartigen Ofens wieder unter Weglassung der rechts befindlichen Wärmespeicher. Die Anordnung der Wärmespeicher unterscheidet sich von der bei den Siemens-Martinöfen gebräuchlichen dadurch, daß die Luft aus dem größeren Wärmespeicher durch einen

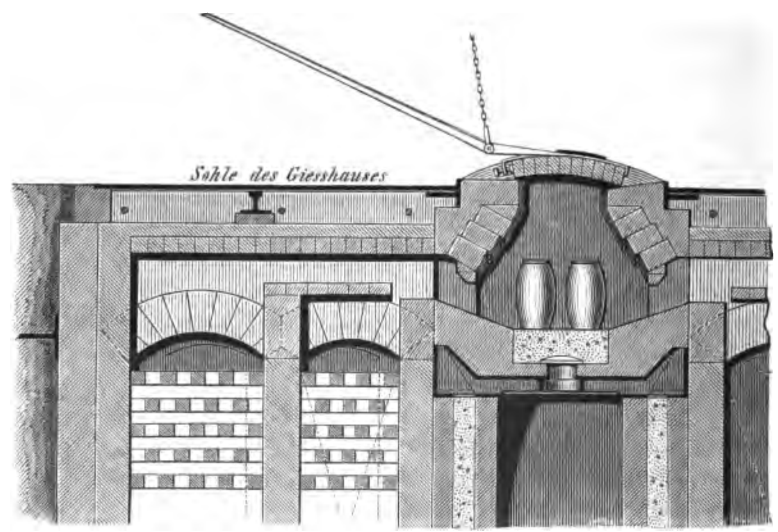


Abb. 19. Tiegelofen. Nach Ledebur, Eisenhüttenkunde. 4. Aufl.

wagerechten Kanal austritt, während das Gas senkrecht durch einen engen Schlitz mit großer Geschwindigkeit aus dem kleinen Wärmespeicher herausströmt, um so eine kurze, heiße Flamme zu erzielen, die bei der geringen Breite des Herdes (0,6—0,9 m) nötig ist. Der Herd wird durch eine gußeiserne Platte gebildet, welche mit einer Sandschicht bedeckt ist und in der Mitte mittels Tondeckels verschlossene Öffnungen aufweist; letztere haben den Zweck, bei Leckwerden des Tiegels Stahl und Schlacke nach vorhergegangener Durchstoßung des Tondeckels aus dem Ofen zu entfernen.

Die Tiegel werden zum Betrieb zunächst getrocknet, dann mit Stahl in Gestalt quadratischer Stäbe von 20 mm Stärke und mit geeigneten Stahlabfällen gefüllt und in besonderen Brennöfen erhitzt, um hiernach erst in den Tiegelschmelzofen eingesetzt und mit dem

Deckel verschlossen zu werden. Infolge der Hitzeeinwirkung beginnt der Einsatz sofort zu schmelzen; die im Stahl vorhandenen sowie die durch eingeschlossene Luft entstandenen Oxyde bilden eine eisenreiche Schlacke, welche den Kohlenstoffgehalt des Stahls oxydiert; der hierdurch bewirkte Verlust wird aber wieder ausgeglichen durch eine Kohlenstoffaufnahme des Stahls aus dem Graphittiegel. In gleicher Weise findet auch ein Siliziumzugang aus dem Tiegel statt. Je mehr Mangan der Einsatz erhält, desto mehr Kohlenstoff wird aus den Tiegelwänden ausgeschieden, weil das Mangan zum Teil in die Schlacke geht und die manganhaltige Schlacke die kieselsäurereichen Tiegelwände angreift und die Berührung zwischen dem freigelegten Kohlenstoff und dem Stahl intensiver gestaltet. Phosphor und Schwefel bleiben unverändert, dürfen also nicht im Einsatz vorhanden sein. Das Einschmelzen dauert 3—4 Stunden; das Verfahren ist beendet, wenn die Gasentwicklung aufhört und der Stahl dünnflüssig geworden ist.

Die Leistungsfähigkeit eines Tiegelofens beträgt bei 18—20 Tiegeln von 25—30 kg Einsatz 2—3000 kg Stahl pro Tag; der Brennstoffverbrauch stellt sich je nach der Qualität pro 1000 kg Stahl auf 1200—1600 kg Steinkohle.

Guter Tiegelstahl zeichnet sich dadurch aus, daß er ruhig fließt und in der Form nicht steigt, also keine gelösten Gase mehr enthält. Tiegelflußstahl für Werkzeuge, d. h. zur Weiterverarbeitung durch Schmieden, Pressen, Walzen, hat etwa folgende Analyse:

Tiegelflußstahl-Analyse.

Silizium	0,2 %
Mangan	0,2—0,3 %
Phosphor	0,008—0,03 %
Schwefel	0,03 %
Kupfer	unter 0,2 %

Zur Erhöhung der Härte setzt man dem Tiegelstahl Chrom (bis 0,5 %), Wolfram (bis 4 %), sowie Molybdän (bis 2 %) bzw. Vanadium (bis 0,7 %) zu und nennt dann das Erzeugnis Chromstahl, Wolframstahl, Molybdänstahl bzw. Vanadiumstahl.

Kapitel V.

Walzwerksindustrie.

Die Formgebung des schmiedbaren Eisens erfolgt im Walzwerk. In einigen Fällen wird das Eisen, bevor es ins Walzwerk kommt, erst geschmiedet; zu diesem Zweck glüht man zunächst das Eisen, und zwar meistens in Flammöfen, deren Abgase noch zur Dampferzeugung

verwertet werden; nur lange Stücke, z. B. Schiffssteven, werden im offenen Herd bei Unterwindfeuerung warm gemacht. In der Schmiede bediente man sich früher hauptsächlich der Dampfhämmer, wobei je nach der Öffnung des Steuerventils leichte oder kräftige Schläge ausgeführt werden können.

Dampfhammer	Bärgewicht t	Hubhöhe m	Hubzahl in d. Minute
1. Zum Zängen von Luppen	1,5—2,5	1—1,5	80—100
2. Zum Schweißen von kleinen Paketen	2,5—5,0	1,25—1,80	80—100
3. Zum Schweißen von großen Paketen	5—10	1,5—2,4	60—80
4. Zum Dichten von kleinen Flußeisenblöcken	10—20	2—3	60—80
5. Zum Dichten von großen Flußeisenblöcken	20—50	3—3,2	60

Die Aufgabe des Schmiedens besteht darin, Schweißeisenluppen zu zängen, d. h. aus den Luppen die Schlacke auszudrücken, ferner Paketezusammenzuschweißen und Flußeisenblöcke zu dichten. Je leichter das zu bearbeitende Schmiedestück ist, desto geringer ist das Bärgewicht, sowie der Hub, aber die Hubzahl muß um so größer sein, weil die Abkühlung der kleinen Eisenstücke leichter erfolgt. Vorstehend einige Angaben über gebräuchliche Dampfhämmer.



Abb. 20. Walzenständer.
Nach Benrather Maschinenfabrik A.-G., Düsseldorf.

Da die Schlagwirkung selbst der Dampfhämmer von 50 t Bärgewicht bei großen Schmiedestücken nur in den äuße-

ren Schichten sich geltend macht, so hat man neuerdings vielfach die Dampfhämmer durch hydraulische Schmiedepressen ersetzt, mittels deren man Pressungen bis zu 1000 Atmosphären erzielt, so daß auch der innere Kern schwerer Schmiedestücke bearbeitet wird.

Was nun das Walzwerk anbelangt, so besteht dieses aus mehreren Walzenstraßen, welche wiederum aus mehreren Walzgängen zusammengesetzt sind; ein Walzgang wird aus Walzenständern (Abb. 20) gebildet, von denen jeder mindestens zwei Walzen enthält.

Man stellt die Walzen entweder aus Gußeisen oder aus schmiedbarem Eisen her; erstere werden aus dem Flammofen gegossen, letztere fertigt man teils aus Stahlguß an, teils schmiedet man sie auch aus Blöcken unter der Schmiedepresse. Stahlgußwalzen haben etwa einen Kohlenstoffgehalt von 0,45—0,50 %, Eisengußwalzen enthalten etwa 3 %.

Die Walzen sind horizontal übereinander in den Walzenständern gelagert und werden in eine einander entgegengesetzte Umdrehungsbewegung versetzt. Infolge der Reibung der Walzenumfänge wird ein gegen die Walzen gestoßenes

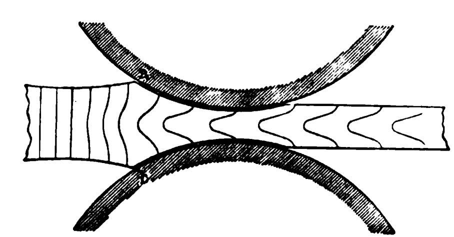


Abb. 21. Walzvorgang. Abb. 22. Walze.
Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

glühendes Walzstück sofort an seiner Oberfläche gefaßt und durch die Walzen gezogen, wodurch es gemäß vorstehender Zeichnung (Abb. 21) unter gleichzeitiger Bearbeitung seines Gefüges gestreckt wird.

Man unterscheidet bei den Walzen mehrere Teile. Der mittlere Teil *a* (Abb. 22) heißt „Walzenbund“, die an beiden Seiten sich anschließenden zylindrisch gedrehten Teile *b* nennt man „Laufzapfen“ und die kantigen Fortsetzungen *c* derselben „Kupplungszapfen“. Die Laufzapfen drehen sich in den Lagern des Walzenständers, während die Kupplungszapfen *a* (Abb. 23) sich nicht bewegen können, sondern mit Kupplungsspindeln durch übergeschobene Muffen *b* (Abb. 23) fest verbunden sind, welche die Verbindung zwischen den Walzen und der Antriebswelle bzw. den Getrieben herstellen.

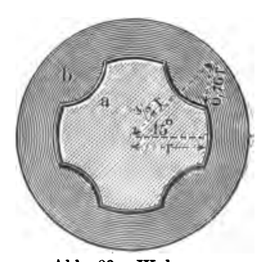


Abb 23. Walze.
Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

Die Umdrehung der Walzen geschieht in der Weise, daß die untere Walze direkt von der Antriebsmaschine aus und die obere

durch Zahnräderübertragung von der unteren Walze aus angetrieben wird. Der Durchmesser dieser Zahnräder entspricht dem Durchmesser der Walzen, sie müssen daher zur Erzielung der nötigen Stärke sehr lang sein und erhalten meist ein Ständerpaar für sich; man nennt sie Kammwalzen.

Enthält der Walzenständer zwei übereinander liegende Walzen, so spricht man von einem Zwei- oder Duowalzwerk, bei drei Walzen von einem Drei- oder Triowalzwerk und bei vier übereinander liegenden bzw. zwei Paaren voreinander liegenden von Vierwalzwerk bzw. Doppelduo. Abbildung 24, 25 und 26 veranschaulichen die einzelnen Arten.

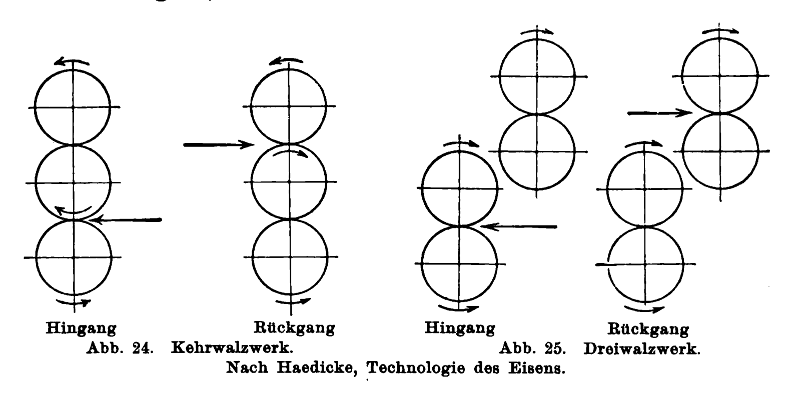


Abb. 24. Kehrwalzwerk. Abb. 25. Dreiwalzwerk.
Nach Haedicke, Technologie des Eisens.

Beim Duowalzwerk muß das Walzstück, nachdem es in der Richtung des Pfeiles durch die Walzen gegangen ist, für eine zweite Hindurchführung zuvörderst leer über die Oberwalze zurückgegeben werden; der hierdurch entstehende Zeitverlust, mit dem sich zugleich eine Abkühlung des Eisens verbindet, wird bei den Triowalzwerken vermieden, indem hier der Durchgang oder Stich abwechselnd unter und über der Mittelwalze erfolgt, sie sind daher für schnelle Walzarbeit bei nicht zu schweren Arbeitsstücken mehr eingeführt. Ein Nachteil der Triowalzwerke besteht in der relativ schweren Zugänglichkeit der Unter- und Mittelwalze, weshalb man ihnen manchmal die leichter zugänglichen Doppelduos vorzieht, besonders für Draht- und feinere Formwalzwerke.

Da schwere Walzstücke sich nur mit großen Schwierigkeiten über die Oberwalze zurückgeben lassen, so kehrt man für diese die Drehungsrichtung der Walzen nach jedem Durchgange um, so daß das Zurückgeben fortfällt und sofort von rückwärts ein zweiter Stich erfolgen kann. Derartige Walzwerke, Duo-

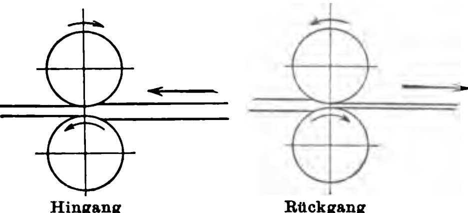


Abb. 26. Vierwalzwerk.
Nach Haedicke, Technologie des Eisens.

Reversierwalzwerke genannt, benutzt man zum Walzen von Panzerplatten, schweren Blechen und Trägern (Abb. 26).

Zur Erleichterung der Bewegung schwerer Walzstücke befinden sich am Walzgang Hilfsvorrichtungen, sogenannte Walztische, welche das Arbeitsstück heben oder senken, um es bei Duowalzwerken über die Oberwalze zurückzugeben und bei Trios in die obere Stichhöhe bringen zu können. Bei sehr schweren oder sehr langen Stücken, z. B. Blechen, ist der Walztisch beweglich und wird zur Verminderung der durch die Bewegung des Walzstückes hervorgerufenen Reibung mit Rollen oder Walzen versehen, auf denen dann das Walzstück gleiten kann.

Hinsichtlich der Bestimmung der Walzen unterscheidet man im besonderen Vorwalzen und Fertigwalzen; erstere haben den Zweck, den Block zu längen und auf den gewünschten Querschnitt vorzuwalzen, letztere sollen dem vorgewalzten Block die erforderliche Form geben. Die Oberfläche der Walzen ist entweder wie bei den Blechwalzen glatt, so daß ihre Mantellinie parallel zur Walzenachse liegt, oder mit Furchen bzw. Kalibern versehen, in welchem Falle wir von Kaliberwalzen reden. Wenn die zu walzende Figur durch Eindrehungen beider Walzen gebildet wird, nennt man die Kaliber „offene", wenn sie dagegen aus einer Walze herausgedreht wird und die andere den Abschluß bildet, heißen sie geschlossene. Bei den offenen Kalibern haben beide Walzen eine gleich schnelle Umdrehung, bei den geschlossenen erhält die Oberwalze eine größere Umfangsgeschwindigkeit, wodurch das Eisen oben etwas stärker gestreckt, d. h. schwach nach unten gebogen wird, so daß es oben nicht anzuhaften vermag.

Um die Walzen nach jedem Durchgange nachstellen zu können, ist bei den Duowalzwerken, vorwiegend für Blechwalzen, die Oberwalze mittels Druckschrauben verstellbar. Beim Triowalzwerk ist entweder die mittlere Walze lose, so daß sie von den beiden äußeren durch Reibung mitgeschleppt wird — weshalb sie „Schleppwalze" heißt —, oder die mittlere Walze ist festgelagert und Ober- und Unterwalze sind verstellbar. Die Verstellbarkeit der Walzen ermöglicht es, ohne ein neues Walzenpaar eine weitere Verringerung des Walzstückquerschnittes zu erzielen.

Diese Ersparnis kommt vor allem im sogenannten „Universalwalzwerk" zum Ausdruck, das aus zwei horizontalen und zwei vertikalen Walzen besteht, welche unmittelbar hintereinander stehen; beide Walzenpaare lassen sich verstellen, und somit kann das Kaliber nicht nur in der Höhe, sondern auch in der Breite jeweilig verändert werden.

Die Erzeugnisse des Walzwerks teilt man ein in Halbfabrikate und in Fertigfabrikate; zu den ersteren gehören vorgewalzte Blöcke, Brammen, Platinen und Knüppel, zu den letzteren

Stabeisen, Bleche, Draht und Röhren. Die Blöcke werden vorgewalzt auf 100 × 100 mm quadratischen Querschnitt, aus ihnen werden kleinere Halbfabrikate, sowie Stabeisen und Röhren hergestellt; die Brammen sind flache Blöcke mit rechteckigem Querschnitt und für die Fabrikation von Grobblechen bestimmt; die Platinen haben eine geringere Breite als die Brammen, nur bis 250 mm, desgleichen eine geringere Höhe, sie dienen zur Herstellung der Feinbleche; unter Knüppeln endlich versteht man ein Halbfabrikat von quadratischem Querschnitt (100 × 100 mm bis 40 × 40 mm) und mit abgerundeten Ecken, das Rohmaterial für Stabeisen und Draht.

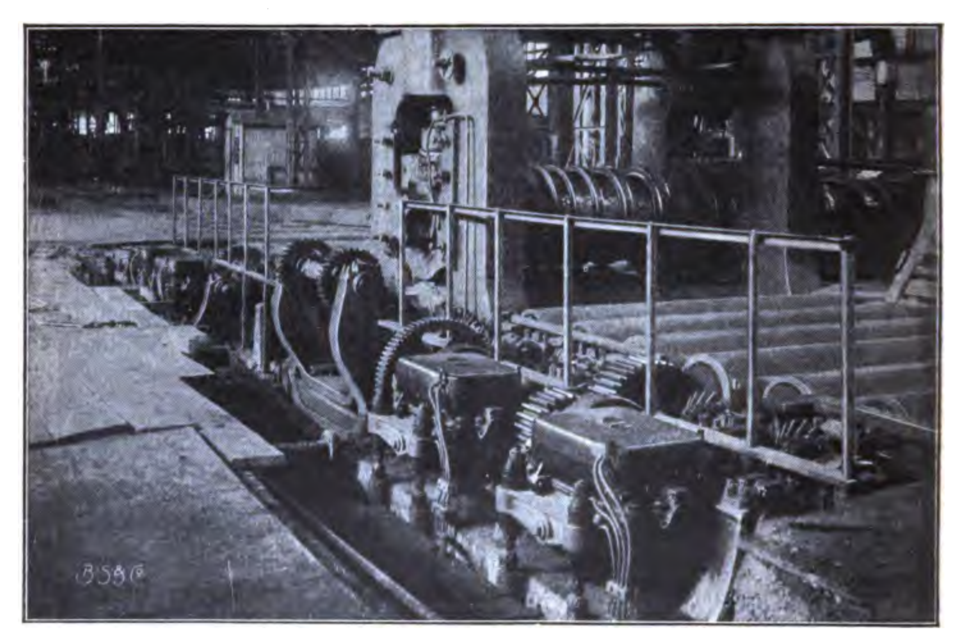


Abb. 27. Blockwalzwerk.

Die Anlage eines Blockwalzwerks (Abb. 27) hängt von der Erzeugung des Stahlwerks ab; sie ist rentabel bei Stahlwerken mit 300 t Tageserzeugung und insbesondere bei den großen mit über 600 t. Das Blockwalzwerk ermöglicht die Herstellung der Knüppel, Profileisen, Schienen, Schwellen usw. direkt in einer Hitze, gestattet ferner rascheres und schnelleres Arbeiten bei einer kleineren Anzahl von Blockformen, die sonst in den verschiedensten Abmessungen gegossen werden müssen, und erbringt zugleich eine bessere Qualität, indem der Block gedichtet, d. h. blasenreiner, wird.

Das Blockwalzwerk wird in zwei Bauarten ausgeführt, als Triowalzwerk und als Duo-Reversierwalzwerk. Ersteres wird bei nicht zu

großen Blöcken benutzt, letzteres für große Blöcke, welche beim Triowalzwerk zum Heben und Senken viel Kraft und sehr starke Hebetische erfordern würden. Die Duo-Reversierwalzwerke sind meist mit anstellbarer Oberwalze versehen, um in einem Kaliber verschiedene Blockquerschnitte herstellen zu können; vor und hinter den Walzen befinden sich reversierbare Rollgänge, desgleichen sind sie mit Einrichtungen zum Wenden oder Kanten der Blöcke um 90° und zum Verschieben der Blöcke von einem Kaliber zum anderen ausgestattet. Die Kaliber der Blockwalzen sind stets offene und von rechteckiger Grundform.

Das Rohmaterial für die Blockwalzwerke ist Flußeißen aus dem Konverter oder Herdofen. Vor dem Auswalzen müssen die aus dem Stahlwerk kommenden Flußeisenblöcke auf einen bestimmten Grad gewärmt werden, weil nur gerade Blöcke gebraucht werden können. Zu diesem Wärmeausgleich dienen meist mit Siemens-Regenerativfeuerung versehene Tieföfen, welche etwa 4—10 Blöcke fassen können. Da bei den Tieföfen die Flamme den ganzen Einsatz gleichzeitig erwärmt und er durch das Nachsetzen kalter Blöcke eine Abkühlung erfährt, so ziehen manche Werke die weniger kostspieligen Stoßöfen zum Blockwärmen vor, bei denen die Blöcke der Flamme entgegengeführt und allmählich erwärmt werden. Nach dem Wärmen werden die Blöcke aus den Öfen genommen und dem Blockwalzwerk zugeführt, das je nach der Größe der Blöcke und des zu erzielenden Querschnittes eine verschieden große Anzahl Kaliber besitzt. Sobald der Block beim Duo-Reversierwalzwerk das erste Kaliber, welches durch Hebung der Oberwalze größer gemacht ist, durchlaufen hat, wird er mittels eines maschinellen Kantapparates um 90° gewendet und nochmals durch dasselbe Kaliber geführt. Hierauf wird die Oberwalze heruntergelassen, und der Block macht wieder zwei Durchgänge, um sodann in das zweite Kaliber gesteckt zu werden, wo sich der geschilderte Vorgang unter Benutzung der Anstellvorrichtung und des Wendeapparates wiederholt. In dem zur Herstellung des kleinsten Blockquerschnittes benutzten Kaliber wird ohne Hebung der Oberwalze gearbeitet, so daß hier der Block nur einen Durchgang macht. An das letzte Kaliber schließt sich wie in Abbildung 28 eventuell noch ein Flachkaliber für Blechbrammen oder ein Vorkaliber für Platinen an. Vom Blockwalzwerk gelangen die vorgewalzten Blöcke schließlich mittels eines Rollganges zur hydraulischen Blockschere, wo sie beschnitten werden.

Abb. 28. Blockwalzkaliber.

Die in den Blockwalzen erzielte Querschnittsverminderung der Blöcke wird in den Knüppelwalzen fortgesetzt, welche ebenso auch

kleine Rohblöcke bis auf 40 $\times$ 40 mm Querschnitt herab walzen. Der Rohstoff besteht entweder aus vorgewalzten Flußeisenblöcken bzw. Rohblöcken gleicher Herkunft oder aus Schweißeisenpaketen von rechteckigem Querschnitt, die im Schweißofen erhitzt und dann direkt in einer Hitze ausgewalzt werden. Für die Verarbeitung schwerer Blöcke bedient man sich der Duo-Reversierwalzwerke, während für leichtere Blöcke, welche mit Rücksicht auf die Walzarbeit keinesfalls schwerer als 1 t sein sollen, die Triowalzwerke gebräuchlich sind. Wie aus Abbildung 29 hervorgeht, sind die Kaliber zuerst reckteckige Flachkaliber und dann, um die abgerundeten Kanten der Knüppel zu erzielen, rhombische Spießkant- oder Spitzbogenkaliber, von denen je zwei übereinanderliegende gleiche Abmessungen haben. Der Block durchläuft die einzelnen Kaliber, mit den Flachkalibern beginnend, und wird nach jedem Durchgange um 90° gewendet; von den kongruenten rhombischen Kalibern durchläuft er jeweilig nur eins, und

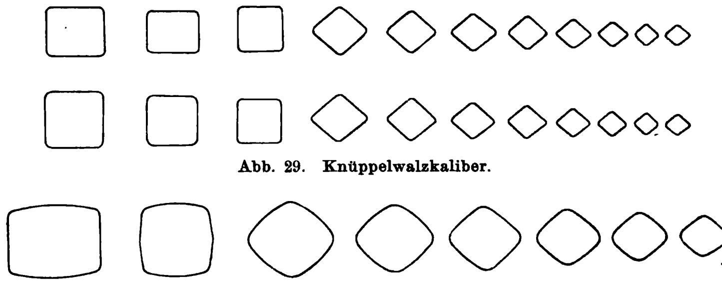


Abb. 29. Knüppelwalzkaliber.

Abb. 30. Vorwalze für Grobeisen.

zwar abwechselnd entweder unten oder oben; nur das letzte, das als Fertigkaliber dient, muß er oben und unten durchlaufen, um annähernd die quadratische Form zu erhalten. Die Spitzbogenkaliber werden übereinander jeweilig kongruent angeordnet, damit man Knüppel von möglichst verschiedenen Abstufungen darstellen kann und jedes Kaliber als Fertigkaliber benutzt, d. h. zweimal durchlaufen werden kann. Nach dem letzten Stich wird der Knüppel mittels Rollganges zu der Säge geführt und dort zur Hälfte abgeschnitten, worauf beide Stäbe dann zu den Scheren wandern, um fertig geschnitten zu werden und schließlich mittels Transportbandes zur Verladestelle bzw. zum Depot zu kommen.

Von den Fertigfabrikaten besitzt die einfachsten Querschnittsformen das Stabeisen, welches als Quadrateisen, Rundeisen, Flacheisen und Bandeisen in den Handel kommt. Je nach der Querschnittsgröße spricht man von Grobeisen, wenn die Querschnittsfläche etwa über 7 qcm ausmacht, und von Feineisen, wenn weniger als etwa 7 qcm.

Das Grobeisen wird der Regel nach in einer Strecke von zwei Walzenpaaren vor- und fertiggewalzt. Das erste Paar dient als Vorwalze für alle Grobeisensorten (Abb. 30), während das zweite als

Fertigwalze die jeweilige Form herzustellen hat. Die Vorwalzen verrichten die gleiche Arbeit wie die Knüppelwalzen, nur nicht zur Erzeugung des Halbfabrikats, sondern zur Vorbereitung des Blockes oder Paketes für die Herstellung von Fertigfabrikaten. Als Rohstoff verwendet man für Grobeisen entweder Schweißeisenpakete von rechteckigem Querschnitt und im Schweißofen erhitzt oder vorgewalzte Flußeisenblölke von meist quadratischem Querschnitt und im Wärmofen gewärmt; für Feineisen benutzt man Knüppel, die sowohl erwärmt als auch in der nämlichen Hitze ausgewalzt werden.

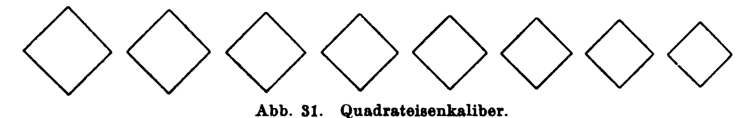


Abb. 31. Quadrateisenkaliber.

Das Quadrateisen wird gemäß Abbildung 31 in rhombischen Kalibern gewalzt und nach jedem Durchgange um 90° gedreht; nur das letzte Kaliber hat genau 90° im Winkel, und durch dieses läuft der Stab zweimal mit Wendung um 90°, um so genau die quadratische Form zu erhalten.

Das Rundeisen wird oval vorgewalzt und dann in einem Fertigkaliber (Abb. 32), welches genau kreisrund ist, bei zwei- bis dreimaligem Durchgange vollendet; da eine Verstellung der Fertigwalzen nicht angängig erscheint infolge der genauen Kreisform des Kalibers, so kann man aus jedem Fertigkaliber nur eine Rundeisenstärke walzen, für jede andere verlangte Abmessung muß also ein weiteres Fertigkaliber vorgesehen werden.

Abb. 32. Rundeisenkaliber.

Unter Flacheisen versteht man ein Stabeisen, dessen Querschnitt ein Rechteck darstellt und dessen Breite größer als die Dicke ist; die Breite stellt sich auf 10—150 mm und die Dicke auf 5—35 mm. Das Flacheisen wird nach Abbildung 33 in Kalibern von rechteckiger Grundform mit seitlicher Abstumpfung vorgestreckt und dann in geschlossenen Kalibern unter Wendung um 180° nach jedem Durchgange fertiggewalzt.

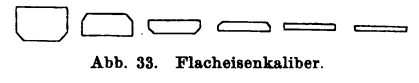


Abb. 33. Flacheisenkaliber.

Bandeisen nennt man dünn ausgewalztes Flacheisen mit einer Dicke unter 5 mm. Je dünner, desto rascher kühlen die Eisenstäbe ab und desto größer muß die Umdrehungsgeschwindigkeit der Walzen sein, um in einer Hitze die Stäbe auswalzen zu können. Das Walzen geschieht genau wie beim Flacheisen, jedoch sind noch einige Kaliber mehr nötig zum Fertigwalzen, da das Auswalzen auf die geringen Stärken infolge der Abkühlung des Eisens in den letzten Kalibern

nur langsam vor sich geht. Zum Schluß wird das Bandeisen noch durch große Polierwalzen geführt, welche das Einwalzen des Glühspans mittels eines Schrabbers verhüten und dem Bandeisen eine glatte und schöne Oberfläche verleihen.

Stabeisen mit verwickelteren Querschnittsformen, bei denen also die Walzen nicht nur eine Querschnittsverminderung, sondern auch eine Ausbildung des Walzgutes zur Aufgabe haben, heißt Formeisen. Man teilt es in folgende Handelsarten ein: Winkeleisen, Z-Eisen, Träger, U-Eisen, Belageisen, Quadranteisen, Wulsteisen und Eisenbahnmaterialien.

Das Formeisen wurde früher fast ausschließlich aus Schweißeisen gewalzt, das heute aber stark vom Flußeisen verdrängt ist.

Bezüglich des Winkeleisens unterscheidet man je nach dem Verhältnis der beiden Schenkellängen zueinander zwischen gleichschenkligem und ungleichschenkligem Winkeleisen und je nach der Beschaffenheit der Kanten zwischen scharfkantigem Winkeleisen, wenn der innere Winkel gleich 90^0 ist, und rundkantigem Winkeleisen, wenn der Winkel ausgerundet und die inneren Ecken an den beiden Schenkeln abgerundet sind. Beim gleichschenkligen Winkeleisen verhalten sich die Schenkel wie 1 : 1; es gehören hierzu die Profile Nr. $1^1/_2$, 2, $2^1/_2$, 3, $3^1/_2$, 4, $4^1/_2$, 5, $5^1/_2$, 6, $6^1/_2$, 7, $7^1/_2$, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15 und 16, wobei die Nummer jeweilig die Schenkellänge in Zentimetern angibt.

Das Walzen von gleichschenkligem Winkeleisen geschieht meist in der Weise, daß der vorgewalzte quadratische Knüppel sofort winkelförmig eingeschnitten wird; das erste Kaliber liegt mit der hohlen Seite nach unten zwecks Ausbildung des äußeren Winkels, während die anderen Kaliber mit der hohlen Seite nach oben liegen und zwar unter 45^0 zur Walzlinie. Um die Formveränderung vom Quadrat bzw. der flachen Form der Vorkaliber bis zum Winkeleisen zu erzielen, ist der Winkel in jedem Kaliber verkleinert, bis er im letzten genau 90^0 entspricht (Abb. 34).

Abb. 34. Winkeleisenkaliber (gleichschenklig).

Bei ungleichschenkligem Winkeleisen stellt sich das Verhältnis des kürzeren Schenkels zum längeren wie 1 : $1^1/_2$ oder wie 1 : 2. Die erste Gruppe umfaßt die Profile Nr. 2/3, 3/$4^1/_2$, 4/6, 5/$7^1/_2$, $7^1/_2$/10, 8/12 und 10/15 und die zweite die Profile Nr. 2/4, 3/6, 4/8, 5/10, $6^1/_2$/13, 8/16 und 10/20, wobei der Zähler der in Bruchform geschriebenen Profilnummer die Länge des kurzen Schenkels und der Nenner die Länge des langen Schenkels in Zentimetern angibt. Der Walzvorgang ist derselbe wie beim gleichschenkligen Winkeleisen, nur müssen bei den Profilen mit Schenkelverhältnis 1 : 2 die Kaliber so angeordnet werden, daß die Schenkelenden in gleicher Höhe liegen, d. h. gleich weit von der Walzlinie entfernt sind, weil sonst der

längere Schenkel zu tief in die Walzen einschneidet und ein Brechen derselben verursacht (Abb. 35).

Das ⅂-Eisen (für Dachkonstruktionen) besteht seiner Form nach (Abb. 36) aus dem sogenannten Steg mit zwei Flanschen unter rechtem Winkel, welche einander entgegengerichtet sind. Da somit das ⅂-Eisen aus zwei einander entgegengesetzten Winkelprofilen sich bildet, so geht auch das Walzen ähnlich wie beim Winkeleisen vor sich. Die Skala des ⅂-Eisens umfaßt elf normale Profile: Nr. 3, 4,

Abb. 35. Winkeleisenkaliber (ungleichschenklig). Abb. 36. ⅂-Eisenkaliber.

5, 6, 8, 10, 12, 14, 16, 18 und 20, wobei die Nummer die Länge des Stegs in Zentimetern ausdrückt.

Für T-Eisen und Doppel-T-Eisen oder Träger dienen als Rohstoff Schweißeisenpakete oder Flußeisenblöcke. Beim Schweißeisen bestehen die Ecken der Pakete aus doppeltgeschweißtem Eisen (z. B. Blechabfällen), weil sie während des Walzens am stärksten beansprucht werden im Gegensatz zu den anderen Teilen, die aus Rohschienen und Abfällen zusammengesetzt sind. Die zu verarbeitenden Pakete sowohl wie die Flußeisenblöcke erhalten schon eine Querschnittsform, welche der Ausbildung des Endprofils vorarbeitet. Das Flußeisen für Trägerfabrikation hat nach Ledebur folgende Zusammensetzung:

Kohlenstoff	0,08—0,15 %
Mangan	0,4 —0,6 %
Silizium	0,02 % max.
Phosphor	0,08 % max.

Kleinere T-Eisensorten walzt man in Triowalzwerken, schwerere in Reversierwalzwerken. Bei der Herstellung von T-Eisen erfährt das Walzstück jeweilig eine Umdrehung um 90°, so daß die Kaliber, wie aus Abbildung 37 hervorgeht, abwechselnd liegend und stehend

Abb. 37. T-Eisenkaliber. Abb. 38. Trägerkaliber.

angeordnet sind und der Druck sich zweckmäßig verteilt. Bei Trägern gestattet die Art des Profils nur liegende Kaliber, weshalb eine Drehung um 180° zu erfolgen hat. Man hat sich den Walzvorgang so zu denken, daß zunächst in offenen Kalibern durch Einschneiden in den Blockquerschnitt die Füße der Träger vorgebildet werden, sodann wird der Steg vorbereitet und die Füße in geschlossenen Kalibern weitergebildet, um schließlich in den Fertigkalibern die endgültige Ausbildung zu erfahren (Abb. 38).

U-Eisen für Eisenbauten und Eisenbahnwagenbau wird entweder aus Blöcken gewalzt wie Träger, unter Benutzung der Vorkaliber für diese, oder aus Flachstäben, welche an der Unterseite zwei kleine Vorsprünge aufweisen, an deren Stelle dann das Eisen um- und aufgebogen wird (Abb. 39).

Abb. 39. U-Eisenkaliber.

Belageisen für sehr tragfähige Deckenbildung stellt man aus meist rechteckig vorgewalzten Blöcken her. Im deutschen Normalprofilbuch sind fünf verschiedene Größen Belageisen aufgeführt, die Nummern 5, 6, $7\frac{1}{2}$, 9 und 11, wobei die Profilhöhe in Zentimetern durch die Nummer zum Ausdruck gelangt. Das Belageisen besteht aus dem flachen Boden, einer kreisbogenförmigen Kümpelung und zwei flachen Flanschen. Boden- und Flanschbildung wird durch allmähliches Zusammendrücken der äußeren Teile des Blockes und die kreisbogenförmige Kümpelung



Abb. 40. Belageisenkaliber.

durch Eindrücken der Mitte des Blockes erzeugt. Abbildung 40 veranschaulicht dies des näheren.

Vom Quadrant- oder Säuleneisen (vier solcher Quadranten, mit den Flanschen zusammengeschraubt, bilden eine hohle Säule) gibt es fünf Profile: Nr. 5, $7\frac{1}{2}$, 10, $12\frac{1}{2}$ und 15; die Nummern geben jeweilig den mittleren Halbmesser des Kreisringquadranten in Zentimetern an. Die Herstellung des Quadranteisens geschieht entweder durch Aufbiegen der Flanschen wie beim U-Eisen oder ähnlich wie beim Winkeleisen aus rechteckigen Blöcken (Abb. 41).

Abb. 41. Quadranteisenkaliber.

Beim Wulsteisen (Abb. 42, 43 u. 44) unterscheidet man zwischen Flach-, Winkel- und Flanschwulsteisen. Ersteres ist ein Flacheisen mit runder Verdickung, das zweite stellt ein ungleichschenkliges Winkeleisen mit runder Verdickung am längeren Schenkel dar, und das dritte (für Schiffsbauzwecke) besteht aus einem flachen Steg mit Flansch an der einen und elliptischer Rundung an der anderen Seite. Demgemäß vollzieht sich die Walzarbeit auch ähnlich wie beim Walzen von Flacheisen, Winkeleisen oder Trägern. Vom Flachwulsteisen gibt es 15 Profile, nämlich Nr. 13, 14, 15, $16\frac{1}{2}$, 18, 20, 22, 24, 26, 28, 30, $32\frac{1}{2}$, 35, $37\frac{1}{2}$ und 40, wobei die Nummer die Breite der Profile in Zentimetern angibt. Das Winkelwulsteisen hat sechs Profile: Nr. 13, 14, 15, $16\frac{1}{2}$, 18 und 20; die Nummer entspricht jeweilig der Länge des größeren Schenkels in Zentimetern. Das Flanschwulsteisen endlich umfaßt 13 Profile, die Nummern 15, $16\frac{1}{2}$,

18, 20, 22, 24, 26, 28, 30, $32^1/_2$, 35, $37^1/_2$ und 40, wobei die Nummern die Höhe des Profils in Zentimetern angeben.

Zu den Eisenbahnmaterialien gehören die Vollbahn- und Kleinbahnschienen, sowie die Laschen, Schwellen und Unterlagsplatten. Als Rohstoff wird Bessemer-, Thomas- und Martin-

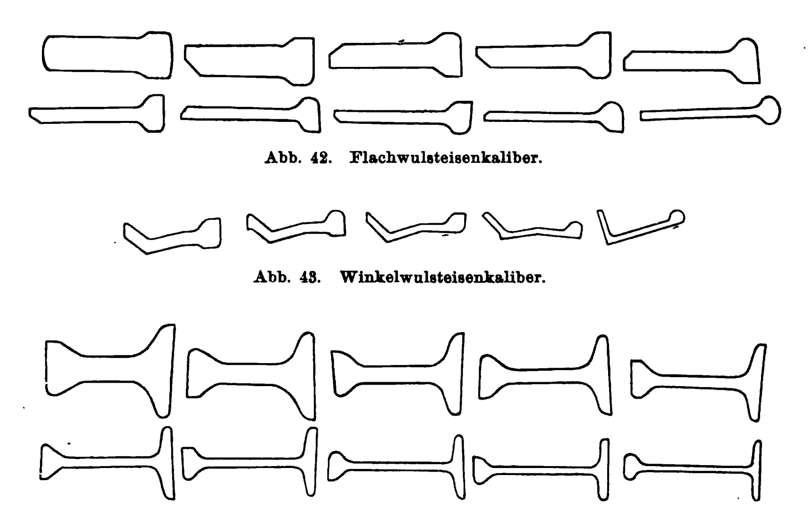


Abb. 42. Flachwulsteisenkaliber.

Abb. 43. Winkelwulsteisenkaliber.

Abb. 44. Flanschwulsteisenkaliber.

flußeisen benutzt. Ein besonderer Unterschied ist hierin nicht vorhanden, wenn auch einzelne Eisenbahnverwaltungen den Thomasschienen nachsagen, daß sie weniger gute Sicherheit böten als Bessemerschienen, mit Rücksicht darauf, daß ihnen der nötige Gehalt an Kohlenstoff erst nach dem Blasen zugeführt werden muß.

Die zum Schienenwalzen bestimmten Flußeisenblöcke haben quadratischen oder rechteckigen Querschnitt und ein solches Gewicht, daß bis zu acht Schienen von 9—15 m Länge und 30—50 kg Gewicht pro Meter daraus gewalzt werden können. Nachdem die Blöcke in Tieföfen oder Ausgleichgruben gleichmäßig erhitzt sind und das Blockwalzwerk durchlaufen haben, werden die großen Blöcke für mehr als vier Schienenlängen mittels Scheren durchgeschnitten, während die kleineren Blöcke meist sofort ins Schienenwalzwerk gelangen. Auf den neueren Hüttenwerken werden die Blöcke in einer Hitze aus dem Block gewalzt, auf älteren Werken mit langsamerem Betriebe bedürfen sie noch eines Erhitzens im Wärmofen.

Der Walzvorgang findet in der Weise statt, daß der vorgestreckte Block zunächst in ein Vorwalzwerk kommt, woselbst er je nach seiner Stärke etwa 3—7 Durchgänge macht und Kopf und Steg der Schiene roh vorgebildet werden, sodann in ein Zwischenwalzwerk mit etwa 2—5 Durchgängen, in denen die Vorformen einschließlich Steg auf

eine dem Fertigprofil entsprechende Breite zusammengedrückt werden, und endlich in das Fertigwalzwerk (Abb. 45), um dort zur Vollendung ein oder zwei Stiche zu empfangen. Fehlt das Zwischenwalzwerk, so hat das Fertigwalzwerk eine größere Anzahl Kaliber. Damit der Betrieb in den einzelnen Walzenstraßen ununterbrochen vor sich gehen kann, muß die Geschwindigkeit der Walzenstraßen mit der zunehmenden Streckung des Walzstückes ebenfalls vergrößert werden; die Geschwindigkeit der Fertigstraßen wechselt zwischen 150—180 m pro Minute. Vom Fertigwalzwerk wird die noch glühende Schiene auf Rollgängen nach den Warmsägen gebracht, allwo die Enden abgeschnitten und die Schienen in ihre Längen zerschnitten werden. Sodann kommen die Schienen zum Abkühlen nach dem Warmlager und werden noch auf Pressen gerade gerichtet, da infolge der un-

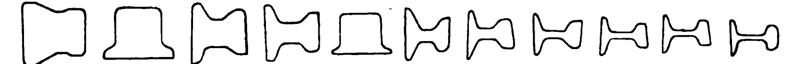


Abb. 45. Schienenkaliber.

gleichen Abkühlung des Fußes und des Kopfes der Schiene diese krumm geworden ist. Die endgültige Fertigstellung der Schiene vollzieht sich dann in der Adjustagehalle, woselbst die Schienen adjustiert, d. h. durch Bohrmaschinen mit den für die Befestigung dienenden Löchern usw. versehen werden.

Die physikalischen Anforderungen, welche an die Eisenbahnschienen gestellt werden, sind im folgenden Kapitel aufgeführt. In chemischer Hinsicht geben die nachstehenden Anforderungen an amerikanische Schienen ein übersichtliches Bild, wobei aber bemerkt sei, daß die Benutzung der chemischen Analyse zu Schienenabnahmezwecken nicht beliebt wird, weil die Herstellung der Durchnittsproben nicht immer ganz einwandfrei vor sich gehen kann, so daß bei der Ungleichheit des Materials, insbesondere den Schwankungen im Phosphor und Kohlenstoffgehalt, Fehler wohl schwerlich vermieden werden können.

Chemische Anforderungen an amerikanische Schienen.

Gewicht per Meter kg	P %	C %	Mn %	Si %
	nicht über			nicht über
24,8 — 29,3	0,10	0,35 — 0,45	0,70 — 1,00	0,20
29,8 — 34,2	0,10	0,38 — 0,48	0,70 — 1,00	0,20
34,7 — 39,2	0,10	0,40 — 0,50	0,75 — 1,05	0,20
39,7 — 44,1	0,10	0,43 — 0,53	0,80 — 1,10	0,20
44,6 — 49,6	0,10	0,45 — 0,55	0,80 — 1,10	0,20

Kleinbahnschienen werden meist in einfacher Form, d. h. als Flachlaschen aus Flacheisen in genügender Breite gewalzt, indem das Fertig-

kaliber eine entsprechende Anordnung erhält. Die Formgebungsarbeit der aus rechteckig vorgewalzten Blöcken hergestellten Winkellasche geht aus Abbildung 46 hervor.

Die Herstellung der Schwellen geschieht aus Blöcken in ähnlicher Weise wie die des U-Eisens (Abb. 47), und das Walzen der Unterlagsplatten ähnelt gemäß Abbildung 48 der Fabrikation von Belageisen.

Während beim Stabeisen und Formeisen die Länge gegenüber dem Querschnitt in hohem Maße vorherrscht, ist beim zweiten Walzwerksfertigfabrikat, den **Blechen**, auch die Breite stark entwickelt. Es werden sowohl Stahl- als auch Eisenbleche hergestellt und zwar erstere nur für diebessichere Geldschränke und Schiffszwecke aus Flußstahl, letztere aus Schweiß- oder Flußeisen; die Eisenbleche müssen zäh und geschmeidig sein und enthalten daher etwa 0,1 % Kohlenstoff. Als Rohstoff für Schweiß-

Abb. 46. Laschenkaliber.



Abb. 47. Schwellenkaliber.

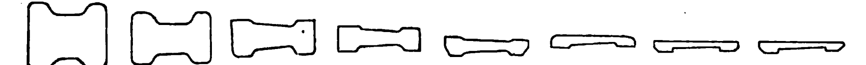


Abb. 48. Unterlagsplattenkaliber.

eisenbleche dient Luppeneisen, das aus phosphorarmem Roheisen gepuddelt ist und möglichst wenig Schlacke enthalten darf; für Flußeisenbleche benutzt man basisches Flußeisen aus Thomasbirnen oder Siemens-Martinöfen, das sehr weich und dehnbar ist. Nach der Stärke und Beschaffenheit der Bleche unterscheidet man fünf Arten: Grobbleche, 5—18 mm stark, Feinbleche, bis 0,017 mm dünn, Panzerplatten, Weißbleche und sogenanntes Universaleisen.

Bei den Grobblechen für Kesselbau kennt man im besonderen drei Gütestufen, nämlich Feuerbleche, Mantelbleche und Bördelbleche. Für Schweißeisengrobbleche muß entsprechend diesen drei Qualitäten das Luppeneisen verschiedener Güte und Herstellungsart sein. Das Roheisen zum Verpuddeln besteht aus einer Mischung von weißstrahligem und grauem Eisen nebst einem Zusatz von Spiegeleisen; man puddelt nun auf Feinkornluppen, welche nicht abgeschreckt werden dürfen, sondern langsam erkalten müssen, worauf alle Luppen mit vorwiegendem Korn zur Herstellung der Feuerbleche benutzt werden und die mit vorwiegend sehnigem Gefüge zur Fabrikation der Bördelbleche. Für Mantelbleche erzeugt man Luppen aus weißstrahligem Eisen.

Die Schweißeisenluppen werden zu Rohschienen gewalzt, welche

zerschnitten und dann kreuzweise übereinander gelegt werden zu einem vierseitig prismatischen Paket, das oben und unten mit bereits geschweißten Ausschußblechen gedeckt und zusammengehalten wird. Das Paket wird nun in den Schweißofen gebracht und erhitzt. Ist es klein von Gewicht (nicht mehr als 500 kg), so kann es in einer Hitze geschmiedet werden; ist es schwerer, so wird eine zweimalige Erhitzung nötig, die erste recht „saftig", um das Paket im Innern zum Schweißen zu bringen, und die zweite, um die Außenränder zusammenzuschweißen und eine möglichst glatte „Bramme" ausschmieden zu können. Nach der ersten Hitze wird das Paket von einem Dampfhammer von etwa 10—15 t Gewicht durchgearbeitet und nach der zweiten die Bramme ausgeschmiedet. Legt man Gewicht auf besonders gute Qualität, so muß ein dreimaliges Erhitzen und Schmieden erfolgen. Hierauf wird die Bramme wieder im Ofen erhitzt und dann dem Walzwerk zugeführt, wo es zum fertigen Blech ausgestreckt wird.

Für schwere Bleche benutzt man Kehrwalzwerke mit Rollentischen, für leichtere Grobbleche Duowalzwerke mit Überhebervorrichtung oder sogenannte Lautsche Triowalzwerke (mit entlasteter Oberwalze).

Da die Bramme zumeist nicht so lang ist, wie das Blech breit sein soll, so läßt sich nicht unmittelbar aus der Brammenlänge die Blechbreite erzielen, infolgedessen schickt man die Bramme zunächst in der Querrichtung durch die Walzen und walzt die Länge der Bramme so weit aus, bis die Blechbreite erzielt ist; alsdann dreht man die so gestreckte Bramme um 45° und führt sie diagonal durch die Walzen hindurch, damit die Ecken besser ausgebildet werden, und schließlich wird nochmals um 45° gedreht und in der Längsrichtung auf die gewünschte Dicke heruntergewalzt. Die Streckung der Bramme nach verschiedenen Richtungen hat den Vorteil, eine allzu einseitige Ausbildung der Fasern des Bleches nach einer Richtung hin zu vermeiden, so daß die Festigkeit in der Richtung gegen die Faser nicht zu sehr geschwächt wird. Vor jedem Durchgange durch die Walzen wird die Oberfläche der Blechtafeln mit einem Besen abgekehrt, um die Oberfläche von Walzensinter reinzuhalten, auf daß dieser nicht eingewalzt wird. Nach jedem Durchgange muß man die Druckschrauben der Walzenständer anziehen, um den Abstand der Walzen zu verkleinern, bis die vorgeschriebene Blechdicke erreicht ist. Nach dem Verlassen der Fertigwalze wird die noch glühende Blechtafel auf eine eiserne Richtplatte gelegt und die mehr oder weniger wellige Oberfläche mit Holzhämmern bzw. eisernen Schlagwerkzeugen bearbeitet und geebnet, um dann noch in der bestellten Form mittels Blechscheren beschnitten zu werden.

Die Herstellung der Grobbleche aus Flußeisen gestaltet sich einfacher, indem man die schweren Grobbleche direkt aus dem Block

walzt, der zu diesem Zweck schon in Form einer Bramme gegossen wird. Für Bleche von mittlerer Stärke gießt man erst einen großen, für mehrere Blechtafeln ausreichenden Rohblock, der auf dem Blockwalzwerk auf den gewünschten Querschnitt ausgewalzt und unter der Blockschere in mehrere Brammen zerschnitten wird. Beim Verlassen der Walzen haben die Flußeisengrobbleche inzwischen sich so abgekühlt, daß sie nicht mehr besonders geschmeidig sind. Um diesen Nachteil auszugleichen, müssen sie eventuell wieder in einen Glühofen gebracht, auf dunkle Rotglut erhitzt und sodann langsam abgekühlt werden.

Über die chemische Zusammensetzung der Grobbleche geben die folgenden Analysen Auskunft:

	Feuerbleche		Mantelbleche	
	I	II	I	II
	%	%	%	%
Kohlenstoff	0,150	0,139	0,283	0,279
Mangan	0,575	0,366	0,200	1,224
Kupfer	0,098	0,177	0,083	0,080
Silizium	0,013	0,018	0,094	0,112
Schwefel	0,044	0,033	0,040	0,042
Phosphor	0,001	0,023	0,033	0,033
Arsen	0,071	0,071	0 041	0,075

Hinsichtlich der Feinbleche findet ebenfalls sowohl eine Verwendung von Schweiß- als von Flußeisen statt. Zur Erzeugung der Schweißeisenluppen wird weißstrahliges Eisen mit Spiegeleisenzusatz benutzt; bei besonders guter Qualität setzt man auch etwas graues Eisen zu. Aus den Luppen werden in bekannter Weise Pakete hergestellt und aus diesen Platinen oder Flachstäbe gewalzt oder geschmiedet. Die Platinen werden in Stücke von solcher Länge geschnitten, daß sie jeweilig Material für eine Blechtafel abgeben; diese Stücke heißen „Stürze“, weshalb man auch die daraus hergestellten Bleche „Sturzbleche“ nennt. Statt der „Stürze“ kann man auch Ausschußbleche eines Grobblechwalzwerkes nehmen, deren fehlerhafte Stellen bzw. Schönheitsfehler man abschneidet, um dann den Rest zurechtzuschneiden. Die Stürze werden nun in den Schweißofen gebracht und erhitzt; von hier gelangen sie ins Walzwerk, wo sie zunächst der Länge nach gestreckt werden, auf daß die Blechbreite erzielt wird, sodann werden sie in der diagonalen und endlich in der Querrichtung ausgewalzt. Dabei müssen sie inzwischen öfters bei heller Rotglut, nicht Schweißtemperatur, erhitzt werden, um der Abkühlung vorzubeugen. Sind die Stürze auf eine gewisse Dünne herabgewalzt, so daß sie beim Walzen zu leicht abkühlen, so legt man mehrere Tafeln aufeinander zum gemeinsamen Walzen, oder man faltet die Tafel in der Mitte ihrer Länge zusammen; man nennt dieses Um-

biegen „Doppeln". Da die feinen Bleche beim Walzen hart werden, so müssen sie wieder ausgeglüht werden. Hierzu dienen Flammöfen, welche zwischen Herd und Feuerungsraum eine hohe Feuerbrücke erhalten, damit die Bleche vor der Berührung durch die Flamme

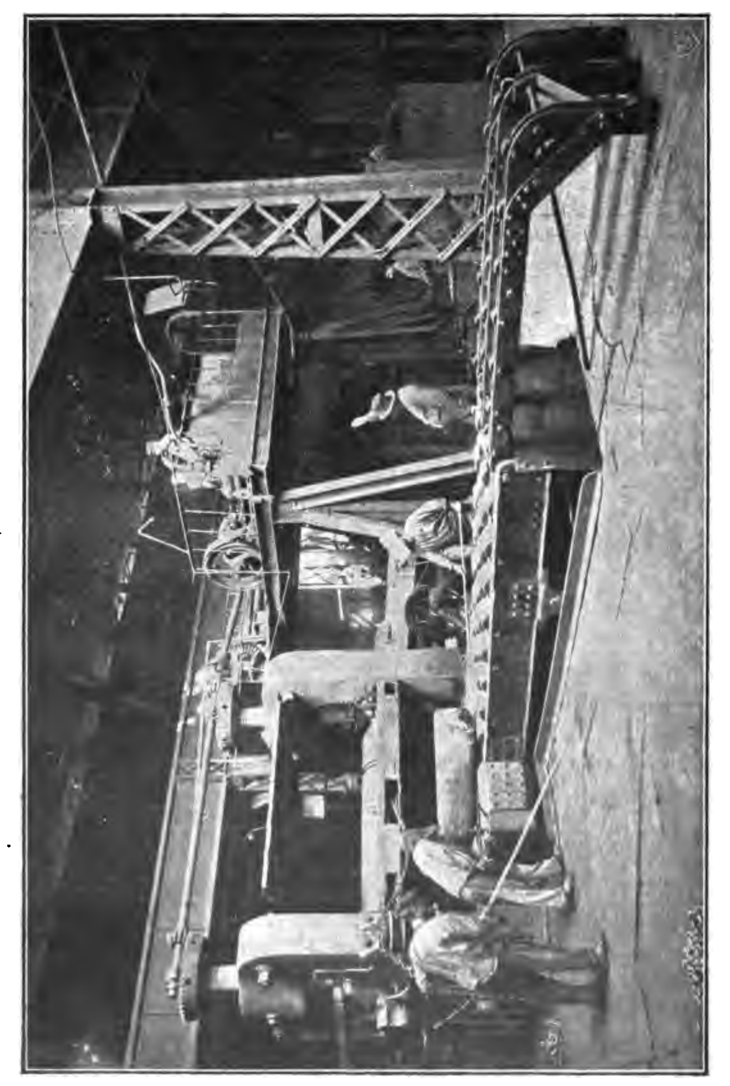


Abb. 49. Blechstraße von Fried. Krupp. Nach Schrödter, Jahrbuch der Schiffbautechn. Gesellschaft 1903, p. 110.

möglichst geschützt bleiben. Durch das Ausglühen werden die Bleche schwarz, daher der Name Schwarzbleche.

Zum Walzen der Flußeisen-Feinbleche werden Platinen verwandt, welche unter einer Schere in Flachstäbe zerschnitten werden, von

denen jeder eine Blechtafel liefert. Die Flachstäbe erhitzt man und verfährt dann mit ihnen im Feinblechwalzwerk in ähnlicher Weise wie bei den Schweißeisen-Feinblechen. Das Walzwerk ist entweder ein Duowalzwerk mit einem oder zwei Walzgerüsten oder ein Lautsches Triowalzwerk.



Abb. 50. Panzerplattenwerk von Fried. Krupp. Nach Schrödter, Jahrbuch der Schiffbautechn. Gesellschaft 1904, p. 129.

Ein besonderes Verfahren zur Feinblechfabrikation hat Wittgenstein in Österreich ausgebildet. Hiernach walzt man einen Flußeisenblock zunächst in einem Universalwalzwerk mit drei wagerechten Walzen zu einer Platte von 50 mm Stärke aus, beschneidet die Kanten,

wärmt die Platte wieder und streckt sie in einem Lautschen Trio auf 5 mm Stärke; aus dem Triowalzwerk wird die Platte in fünf hintereinander liegenden Duowalzwerken auf 1,5—2 mm herabgewalzt bei 40—50 m Länge, dann in Stücke von 14—17 m Länge zerteilt, um auf dem letzten Walzwerk endlich auf die gewünschte Feinheit fertiggewalzt zu werden. Auf diese Weise erhält man nur sehr geringe Nachteile, aber die Anlagekosten stellen sich verhältnismäßig hoch.

Für das Walzen von Panzerplatten, welche zäh und hart sein müssen, gibt es heute zwei Verfahren, das Zementierverfahren von Harvey und das Nickelhärtungsverfahren. Harvey benutzt Flußeisen von 0,1—0,35 % Kohlenstoff. Die Platte wird in üblicher Weise gewalzt und in einen Glühofen gebracht, wo sie mit der unteren Seite auf ein Bett von trocknem Sand flach hingelegt wird; die obere Seite wird zum Härten mit feingepulverter Holzkohle bestreut, worauf wiederum eine Lage feuerfester Steine kommt. Alsdann heizt man den Ofen und glüht die Platte je nach der Stärke 1—2 Wochen, so daß sie an der von der Holzkohle berührten oberen Fläche in Stahl von ca. 1 % Kohlenstoff verwandelt wird, der nach der unteren Seite zu rasch abnimmt und bis etwa 75 mm in das weiche Eisen übergeht. Nach dem Glühen oder Zementieren läßt man die aus dem Ofen genommene Platte auf Kirschrotglut abkühlen, um durch Aufbrausen von Wasser die Stahlseite zu härten, wohingegen die andere Seite ihre Zähigkeit beibehält.

Statt des Holzkohlenpulvers leitet man auch Leuchtgas über die glühende Platte, wobei die Umwandlung der oberen Fläche in Stahl dadurch bewirkt wird, daß das Äthylengas die Hälfte seines Kohlenstoffgehaltes an das glühende Eisen abgibt; die Unterseite der Platte muß hierbei durch Sandverdichtung vor der Berührung mit dem Leuchtgas geschützt werden.

Das zweite Verfahren zur Herstellung von Panzerplatten beruht darauf, daß Nickel härtet, ohne die Zähigkeit zu beeinträchtigen; erhöht wird die Härte durch Zusatz von etwas Chrom, und zwar mehr als durch vergrößerten Nickelzusatz. Das Nickelflußeisen wird mit möglichst wenig Kohlenstoff im Martinofen hergestellt und dann mit Nickel und Chrom legiert; die Analyse stellt sich etwa wie folgt: Nickel bis 6 %, Kohlenstoff ca. 0,3 % und Chrom 0,3—2,0 %. Die im Martinofen gegossenen Blöcke kommen zunächst in einen Wärmofen mit Siemensfeuerung und beweglichem Herd, wo sie eine gleichmäßige Temperatur erlangen; sodann werden sie unter dem Hammer oder der Wasserdruckpresse bearbeitet und gestreckt, um nach wiederholter Erhitzung ins Walzwerk zu gehen; letzteres besteht aus einem Kehrwalzwerk mit starken Rollentischen auf beiden Seiten und selbsttätigem Vorschub des Walzstückes.

Das größte Panzerplattenwalzwerk befindet sich bei Krupp in Essen. Es besitzt 4 m lange Walzen mit einem Durchmesser von 1,74 m; der höchst anwendbare Abstand zwischen den Walzen stellt sich auf 1,30 m, und die Arbeitsleistung der Dampfmaschine beträgt 3500 HP. Es kann auf diesem Walzwerk eine Platte von 8,2 m Länge, 3,13 m Breite und 62,3 t Gewicht gewalzt werden. Über das Walzen einer Panzerplatte äußert sich Prof. Dr. Friedrich C. G. Müller in seinem trefflichen Werke „Krupps Gußstahlfabrik“ wie folgt:

„Wir haben uns zur festgesetzten Stunde eingefunden. Das Walzwerk läuft bereits langsam leer um. Bald hebt sich die Ofentür, und die Sohle mit allem, was darauf liegt, kommt hervor, eine wahrhaft vulkanische Glut ausstrahlend. Die gelbglühende Platte liegt auf niedrigen Klötzen aus feuerfesten Steinen. Sofort werden vier Haken hinter ihre Ecken gelegt, die mit Ketten an einem der großen Laufkräne hängen. Eine Minute darauf schwebt die Platte wie eine ungeheure Wagschale empor und bewegt sich zum Rollgang des Walzwerks, während die Ofensohle wieder an ihren Platz zurückgeht. Die Bramme ist von derselben Art, wie wir sie vorhin gießen sahen. Man schätzt ihre Größe etwa auf die eines großen Kleiderschrankes; in Wahrheit ist sie 3 m lang und $^3/_4$ m dick. Der Walzprozeß vollzieht sich ganz automatisch. Ein halbes Dutzend kleiner selbständiger Hilfsmaschinen besorgt alle Nebenarbeiten: den Antrieb der Rollgänge, die Bewegung der Pumpen und Winden, die Umdrehung der Schrauben zum Näherstellen der Walzen. Ohne Rast wandert die Platte hinüber und herüber. Ab und zu wird sie gedreht, bis sie fast 4 m breit ist. Darauf geht sie in der Längsrichtung. Der weithin sichtbare Zeiger verrät uns, daß die Oberwalze nach jedem Durchgange nur um einige Millimeter niedriger gestellt wird. Die Platte muß also, bevor sie auf die vorgeschriebene Stärke von 300 mm herabgebracht ist, mehr als hundertmal hin und zurück, worüber etwa eine halbe Stunde vergeht. Eine für den Zuschauer sehr unterhaltende Produktion ist die Beseitigung des Glühspans. Man wirft große Reisigbündel auf die Platte, welche mit unter die Walze kommen, wobei jedes Stück wegen seines Wassergehaltes eine laute Explosion verursacht. Das gibt ein Geknatter wie das Schnellfeuer eines ganzen Regiments. Dabei brechen große Flammen unter der Walze hervor, und glühende Kohlenstückchen werden zu Tausenden umhergeschleudert.“

Nach dem Walzen wird die Oberfläche der Platte mittels eines Sandstrahlgebläses bearbeitet, um sie von ihrer Oxydhaut zu befreien. Nunmehr legt man zwei Platten in einem Glühofen aufeinander und zwischen sie eine Schicht Holzkohlenpulver, oder man leitet zwischen sie Leuchtgas unter Abdichtung nach außen; beide Platten werden so gleichzeitig zementiert. Oben ist die obere Platte durch eine Sandschicht abgedeckt, und die untere liegt auf feuerfesten Ziegeln, die

auch von unten geheizt werden. Als Zementieröfen benutzt man Wärmöfen mit beweglichem Herd.

Nach dem Zementieren wird die Platte wieder erhitzt, in Gesenken unter einer Wasserdruckpresse gebogen, hierauf auf großen Werkzeugmaschinen an den Rändern bearbeitet und mit Löchern versehen, sodann wieder bis auf die Härtungstemperatur erhitzt und schließlich mehrere Stunden lang mit Wasser unter einem Druck von 0,7 kg auf 1 qcm bespritzt, und zwar auf beiden Seiten, damit keine Spannung entsteht. Auf diese Weise wird die zuvor zementierte Seite gehärtet.

Beispiele der chemischen Zusammensetzung von Nickelstahl-Panzerplatten sind nach Ledebur folgende:

Nickelstahl-Panzerplatten.

	I	II	III	IV
Kohlenstoff	0,90	0,86	0,26	0,47
Nickel	2,39	2,50	2,67	1,75
Mangan	1,05	1,10	0,79	0,26
Silizium	0,06	0,08	0,05	0,09
Phosphor	0,02	0,02	0,07	n.b.
Schwefel	0,01	0,02	0,01	n.b.
Chrom	—	—	—	1,70

Zur Herstellung der Weißbleche dienen als Rohmaterial Feinbleche von 0,15—0,60 mm Dicke, welche sich durch besondere Zähigkeit auszeichnen müssen, weil das Verzinnen in kaltem Zustande bei erheblichen Formveränderungen geschieht. Da Zinn sich nur auf ganz reinen, oxydfreien Blechen mit Eisen verbindet, so werden die fertig beschnittenen Feinbleche zunächst mit verdünnter Schwefel- oder Salzsäure vom Glühspan befreit, sodann mit Wasser abgespült, getrocknet und in luftdicht verschlossenen gußeisernen Töpfen in einem Flammofen bei heller Rotglut geglüht, um die Spannungen aufzuheben und genügende Geschmeidigkeit hervorzurufen. Nach 8—10 Stunden herausgenommen und langsam abgekühlt, werden sie kalt zwischen stark zusammengepreßten Hartwalzen poliert und nochmals unter Luftabschluß in gußeisernen Töpfen, aber in niedrigerer Temperatur, geglüht, damit sie die beim Kaltwalzen entstandene Sprödigkeit verlieren. Der hierbei nicht zu vermeidende und durch Anlauffarben kenntliche Glühspan wird wiederum mit verdünnter Schwefelsäure abgebeizt, worauf die Bleche abgespült, mit Werg und feinem Sande blank gerieben und sodann zur Verhütung einer weiteren Oxydation in Kalkwasser bis zum Verzinnen aufbewahrt werden.

Die Verzinnungsanstalt besteht aus fünf gußeisernen prismatischen Töpfen oder Kesseln, welche gemäß Abbildung 51 in einen gemeinschaftlichen Herd eingebaut sind, von denen jedoch jeder allein geheizt wird.

Kessel *a* heißt Fettkessel; er ist mit Palmfett oder Talg von höchstens 100° gefüllt und dient dazu, die Feuchtigkeit von den zu mehreren Hunderten auf einmal schräg in ihn hineingebrachten Blechen zu verdampfen.

Kessel *b* heißt Grob- oder Zinnkessel und enthält auf 3—400° überhitztes, etwas bleihaltiges Zinn, das zum Schutz vor Oxydation mit einer Schicht Palminfett bedeckt ist. Die Überhitzung geschieht, damit das Zinn an den mittels einer Zange partienweise zu 20 Stück eingebrachten Blechen haften kann.

Kessel *c* nennt man Bürst- oder Waschkessel; er enthält reineres, aber weniger erhitztes Zinn, das ebenfalls mit Palminfett bedeckt ist; in diesem Kessel wird das Blech mit einer Zinnschicht überzogen. Nach 10 Minuten werden die Bleche herausgenommen, auf die zwischen *b* und *c* befindliche Eisenplatte gelegt, auf beiden Seiten mit einer fettigen Hanfbürste abgerieben und dann in den Kessel *d*, den „Durch-

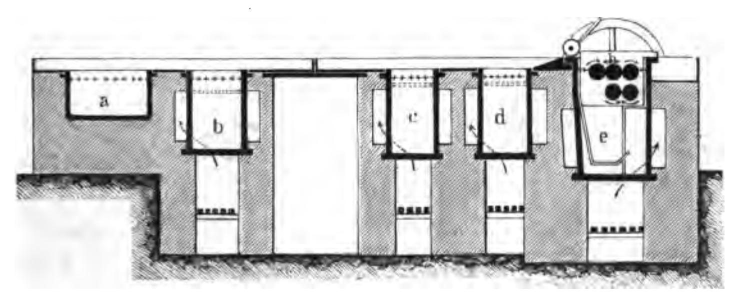


Abb. 51. Weißblechkessel. Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

führkessel", gebracht, der mit ganz reinem und auf nur 250° C erhitztem Zinn (mit Palminfett bedeckt) gefüllt ist; in ihn taucht man die Bleche einzeln mit der Zange langsam ein und zieht sie durch, um sie hierauf in den Kessel *e*, den „Walzkessel", zu bringen, der Palminfett enthält, das etwas über die Schmelztemperatur des Zinns erhitzt ist, damit das überschüssige Zinn von dem Blech abgeschmolzen werden kann. In dem Walzkessel liegen fünf polierte Stahlwalzen, von denen die beiden links das Blech nach unten führen, während die rechts befindlichen, nachdem ein Hebel das Blech gehoben und ihnen zugeführt hat, es nach oben leiten. Das Walzen hat den Zweck, das noch im Überschuß anhaftende Zinn vom Blech abzustreifen.

Nach dem Verlassen des letzten Kessels wird das Blech mit Werg oder Kleie abgerieben, so daß kein Fett mehr anhaftet und hoher Glanz entsteht, und sodann langsam abgekühlt. Es erfordert dies Verfahren viel Zeit, sowie Geschicklichkeit seitens der Arbeiter, aber maschinell in England und Frankreich erzeugte Weißbleche sind den so hergestellten nicht gleichwertig.

Unter Universaleisen versteht man schmale Bleche oder grobes Flacheisen von rechteckiger Form und sehr großer Länge, wie in Dampfkesselfabriken gebräuchlich. Das Universaleisen wird nicht, wie die Bleche, an den Seiten beschnitten, um die Unregelmäßigkeiten der Ränder zu beseitigen, sondern es wird auch seitlich direkt im Walzwerk bearbeitet. Hierzu benutzt man das Universalwalzwerk, und zwar zum Walzen von Röhrenstreifen und kleinerem Flacheisen bis etwa 200 mm Breite ein Duo, während für starke Produktion und Flacheisen bis 1100 mm Breite das schneller arbeitende Trio vorgezogen wird. Die stehenden Walzen des Universalwalzwerks haben außer der Bearbeitung



Abb. 52. Drahtwalzwerk. Nach Benrather Maschinenfabrik A.-G., Düsseldorf.

der Seitenkanten des Universaleisens die Aufgabe, den Block, sofern er breiter ist als das zu walzende Universaleisen, schmäler zu gestalten oder, wenn er schmäler ist, ihn auf das vorgeschriebene Maß zu breiten.

Das dritte Walzwerksfertigfabrikat ist der Draht, d. h. ein Erzeugnis von gewaltiger Länge und äußerst geringem Querschnitt von max. 10 mm bis 0,025 mm. Man unterscheidet im Handel verschiedene Drahtnummern, deren Querschnittsdurchmesser man erhält, wenn man die Nummer durch 10 teilt, so daß also Draht Nr. 94 9,4 mm Querschnitt hat und Draht Nr. 4/5 0,45 mm. Die Reihenfolge der Nummern wird durch das Abnahmeverhältnis der bei der Anfertigung benutzten aufeinander folgenden Kaliber bedingt.

Drahtsorten bis 3,5 mm abwärts werden durch Auswalzen hergestellt — sie heißen dann Walzdraht —, dünnere durch Walzen und nachfolgendes Ziehen. Die feineren Drahtsorten kann man nicht fertig walzen, weil die Abkühlung des Eisens zu schnell vor sich geht. Rundeisen wird zwar auch wie Walzdraht bis auf 5 mm gewalzt, aber beim Draht kommt es nicht so sehr auf Genauigkeit des Walzens an als auf Billigkeit.

Eisendrähte besitzen eine geringere Festigkeit als Stahldrähte; der Kohlenstoffgehalt beträgt 0,05%—0,8% und mehr. Eisendraht wird aus Schweiß- oder Flußeisen hergestellt, Stahldraht aus Tiegel-, Bessemer- oder Martinstahl. Bei Schweißeisen walzt man zunächst die Luppen zu Knüppeln oder „Prügeln“ aus, bei Flußeisen die Blöcke zu Stäben von quadratischem Querschnitt, 50×50 mm, welche dann in Knüppel zerschnitten werden, oder man benutzt direkt kleine Blöcke.

Eine gewöhnliche Drahtstraße besteht aus einer Vorstrecke von 1—2 Triogerüsten und einer Fertigstrecke von 9 Triogerüsten; erstere macht 250, letztere 500 Umdrehungen in der Minute. Die Walzarbeit geschieht in der Weise, daß die Knüppel, nachdem sie in einem Schweiß- oder Wärmofen erhitzt sind, zunächst in der Vorstrecke auf 11 mm Quadrat heruntergewalzt werden; auf der Fertigstrecke kommt das Walzstück nicht erst in das nächste Kaliber, sobald es das vorhergehende verlassen hat, sondern schon bevor es aus dem ersten heraus ist. Es ist dieses „Umstecken“, das zum Teil selbsttätig mittels halbkreisförmiger Rinnen aus Winkeleisen erfolgt, möglich infolge des bedeutenden Streckens der schnelllaufenden Walzen (Abb. 52), welche nur einen geringen Durchmesser, 250 bis 300 mm, haben, und nötig ist es, weil sonst

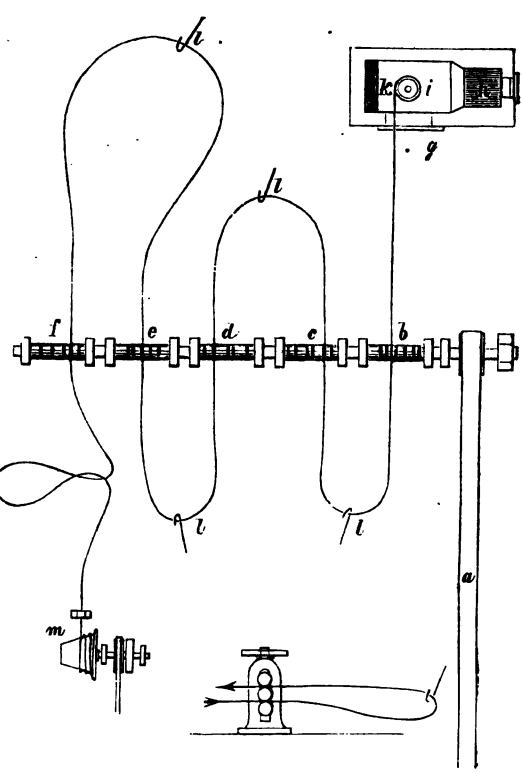


Abb. 53. Drahtwalzwerk.
Nach Haedicke, Technologie des Eisens.

das Walzstück zu schnell erkaltet. Tritt der Walzdraht aus dem Endkaliber, in dem er bis auf 5 mm gebracht ist, heraus, so wird er auf einer Spule aufgewickelt.

Beabsichtigt man, den Querschnitt bis auf 3,5 mm zu bringen, so wird der vorgewalzte Draht gemäß Abbildung 53 auf der Spule *i* in einen Ofen *g* mit *h* als Feuerung und *K* als Abzug für die Gase gelegt, sowie erhitzt und von hier aus durch die fünf Walzgänge *b, c, d, e, f,* welche durch den von der Maschine kommenden Riemen *a* betätigt werden, von Walzern mittels der Haken *l* geführt, um nach dem Verlassen des Endkalibers auf der Spule *m* zu einem Ringe aufgewickelt zu werden.

Dünnere Drahtsorten als mit 3,5 mm Querschnitt werden auf einer Ziehbank gezogen und zwar derart, daß nach Abbildung 54 der Drahtring am linken Ende der Bank *g* auf den drehbaren Haspel *F* gelegt wird, sodann wird der Draht zugespitzt und mittels einer Ziehzange durch das in dem Halter *D* befindliche Zieheisen *AB* gezogen, worauf er an der drehbaren Trommel *C*, die von der Betriebswelle *a* vermittelst der Räder *p* und *q* bewegt wird, sich aufwickelt. Das Zieheisen ist verschiebbar und enthält verschiedene konische Löcher von stets abnehmendem Durchmesser; bei Herstellung von Formdraht erhalten die Löcher des Zieheisens die entsprechende Gestalt. Je nach der Stärke des zu ziehenden Drahtes unterscheidet man gewöhnlich vier Sorten Zieheisen, nämlich solche für Grobzüge, welche Drähte bis 3,8 mm liefern; für Mittelzüge bis 1,9 mm, für Feinzüge bis 0,7 mm und für Kratzenzüge unter 0,7 mm.

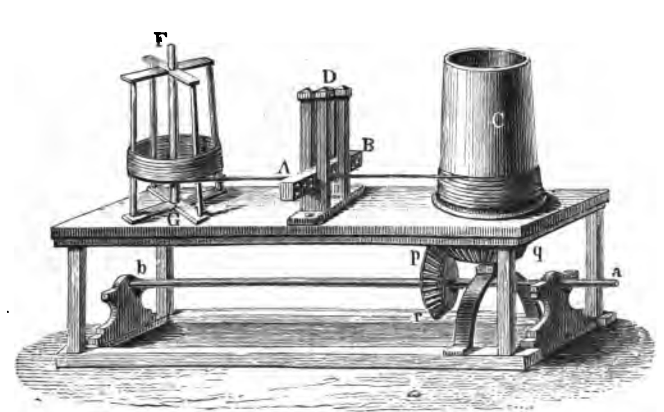


Abb. 54. Drahtziehbank. Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

	Trommel-durchmesser mm	Umdrehungs-zahl in der Minute	Pferdekraft
Grobzüge	700—550	12—26	3—4
Mittelzüge	500—420	33—40	2½
Feinzüge	350—250	40—55	1/20
Kratzenzüge	225—200	60—70	¼

Bei diesen vier Zügen wird der Trommeldurchmesser mit abnehmendem Drahtquerschnitt immer geringer und die Umdrehungszahl in der Minute immer größer genommen, wie die vorstehende Gegenüberstellung ergibt.

Vor dem Ziehen muß der Walzdraht bearbeitet werden, um von seiner Oberfläche die Glühspanschicht zu vertreiben, sonst wird das Zieheisen bald erweitert und unbrauchbar; ferner wird der Draht zur Verminderung der Reibung in den Ziehlöchern noch mit Öl gefettet. Die Glühspanschicht beizt man durch stark verdünnte Schwefelsäure ab, in die die Drahtringe einige Stunden eingelegt werden; jedoch löst sich der Glühspan infolge des Beizens nicht völlig los, sondern er haftet immer noch an, aber er kann durch Erschüttern oder „Poltern" leicht zum Abspringen gebracht werden. Der letzte Rest des Glühspans wird durch den Wasserstrahl, der die Schwefelsäure zu entfernen hat, fortgeschafft. Hierauf gelangt der Walzdraht in Kalkwasser, um auch die letzte Spur der Schwefelsäure unschädlich zu machen, und wird getrocknet, um dann erst für die Ziehbank geeignet zu sein.

Während des Ziehens wird der Draht hart und nimmt im Innern Spannungen auf; daher kann der Draht nach dem Durchgange des ersten Ziehloches höchstens noch 1—2 engere Löcher durchgehen, ohne zu reißen, infolgedessen muß er erst wieder in Töpfen 3—4 Stunden geglüht werden, um wieder weich und zäh zu werden. Hierbei wird er aber wiederum mit einer Glühspanschicht bedeckt, so daß ein zweites Beizen mit folgendem Poltern, Kalken und Trocknen erforderlich ist. Zum Schutz gegen Oxydation wird der Draht gewöhnlich geteert oder verkupfert bzw. verzinkt.

Über die ausgedehnte Verwendung des Walzdrahtes äußert sich der amerikanische Drahtindustrielle W. Garret nach „Stahl und Eisen" wie folgt:

„Wenn man sich klar macht, daß beinahe 400000 t Draht jährlich zu Nägeln und über eine halbe Million Tonnen zu Zäunen in Form von Drahtgeflecht und Stacheldraht verarbeitet werden, so wird man eine Ahnung von dem Umfang der amerikanischen Drahtindustrie erhalten und von der großen Nachfrage, die nach Walzdraht herrscht. Zieht man ferner die Verwendung des Drahtes zu andern Zwecken in Betracht, so trifft man gleichfalls auf erstaunliche Zahlen; so werden beispielsweise 15000 t Draht zu Bettmatratzen, 50000 t zu Bettfedern und 5000 t zu Steck- und Haarnadeln verbraucht; dazu kommen noch viele Tausend Tonnen feinen Drahtes, dessen man für alle möglichen Zwecke bedarf. Es erscheint fast unglaublich, daß 5000 t Draht allein zu Steck- und Haarnadeln verarbeitet werden, aber nichts benutzt man so allgemein wie eine Stecknadel und, wenn einmal gebraucht, kommt sie selten ein zweites Mal zur Verwendung.

Es gibt kein zweites aus Eisen hergestelltes Erzeugnis, das sich einer so allgemeinen Verwendung erfreut wie der Draht. Jeder Bauer braucht ihn in Form von Nägeln und Zaundraht, ebenso wie seine Frau und seine Familie des Drahtes für die vielen kleinen häuslichen Verwendungszwecke in Form von Näh-, Steck- und anderen Nadeln bedürfen. Man verwendet Draht zum Binden von Büchern, zur Anfertigung von Durchschlägen, zum Verkorken von Flaschen, zu Papierhaltern, Fensterschirmen und Drahtgeweben aller Art. Draht braucht der Schneider bei der Anfertigung von Kleidern, und Bilder werden mit Draht aufgehängt. Ein großer Teil des erzeugten Drahtes dient zu telegraphischen Zwecken, zu Transmissionen, zum Tragen und Heben von Lasten und wird ferner verarbeitet zu Fischhaken, Klaviersaiten, Schrauben, Nieten, Kopierzwecken usw., kurz, man könnte diese Aufzählung bis ins Unendliche fortsetzen, was eben beweist, daß es kein Material gibt, das allgemeiner gebraucht wird als der Draht."

Als vierte und letzte Form der Walzwerksfertigfabrikate gilt die Röhrenform. Als Rohstoff für Röhren kann nur Flußeisen verwendet werden, da Schweißeisen wegen seines ev. Schlackengehaltes zur Entstehung von Rissen in den Röhren Veranlassung geben könnte. Das Walzen der Röhren geschieht nach dem Schrägwalzverfahren von Mannesmann oder dem Ehrhardtschen Verfahren.

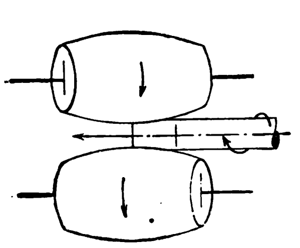


Abb. 55. Mannesmannverfahren. Nach Haedicke, Technologie des Eisens.

Das Mannesmannsche Schrägwalzwerk besteht aus zwei Walzen, welche nicht parallel, sondern schräg zu einander stehen (Abb. 55) und sich in gleicher Richtung drehen. Durch die gleichartige Umdrehung gerät der Block ins Rollen und durch die schräge Walzstellung erhält er das Bestreben, in der Pfeilrichtung vorwärts zu gehen. Werden nun die Walzen ballig eingerichtet, so ist die Wirkung auf die Mitte der Walzen, d. h. vorn am Walzstück, stärker als die der Endflächen, d. h. hinten am Walzstück. Hindert man nun die Vorwärtsbewegung durch einen Dorn *D* (Abb. 56), so wird die Oberflächenschicht über den Dorn nach vorn vorgezogen, während der Kern zurückbleibt, indem sich die inneren Stoffteile nach dem Umfange zu verschieben und die Stofffasern zugleich in der Wandung sich schraubenförmig anordnen.

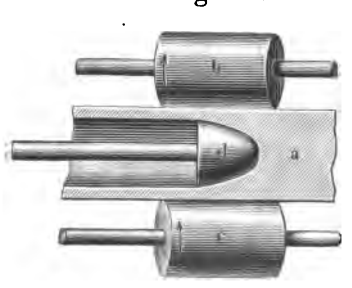


Abb. 56. Schrägwalzverfahren. Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

Je nach der Einstellungsart der Walzen lassen sich Rohre mit verschiedenem Durchmesser und verschiedener Wandstärke herstellen. Mit Rücksicht auf die Gasblasen und Schwindungshohlräume, welche

in den Flußeisenblöcken auftreten, werden aber meist nur dickwandige Rohre hergestellt.

Sollen solche dickwandige Rohre eine geringere Wandstärke erhalten, so werden sie im sogenannten Pilgerwalzwerk unter Beibehaltung ihrer lichten Weite gelängt. Die hierzu benutzten Walzen sind exzentrisch, haben eine ansteigende Oberfläche (Abb. 57) und erfordern ein Zurückschieben des Rohres nach jedem Durchgang, so daß das Walzstück eine hin- und hergehende, schrittweise Bewegung (daher der Name „Pilgerschritt") macht, d. h. stoßweise ausgereckt wird.

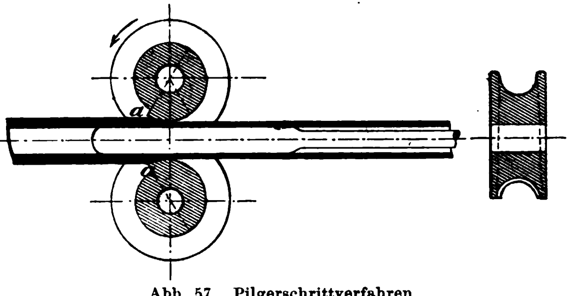


Abb. 57. Pilgerschrittverfahren.
Nach Haedicke, Technologie des Eisens.

Beim Ehrhardtschen Verfahren (Abb. 58) wird der Stahlblock *a*, der quadratische Form hat, zunächst erhitzt und dann glühend in die Matrize *B* hineingebracht, deren Öffnung kreisrund ist und zugleich einen Durchmesser besitzt, welcher der Diagonale des Rohstahlblockes gleichkommt, so daß die Kanten des

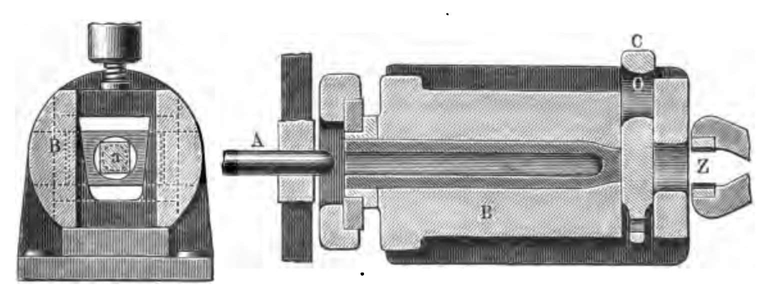
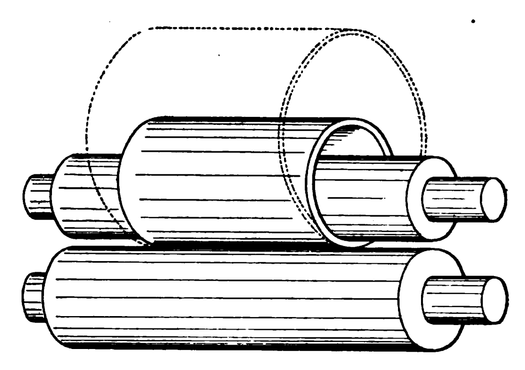


Abb. 58. Ehrhardtsches Verfahren zum Pressen von Röhren. Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

Blockes die innere Wand der Matrize berühren. Die zwischen den vier Kanten am Umfange bleibenden Hohlräume werden ausgefüllt, sobald der Dorn *A*, der mit einer hydraulischen Presse in den Block hineingepresst wird, vordrängt, indem der Querschnitt des Dornes dem Inhalt der vier Segmente entspricht. Der Dorn geht nun so weit vor, daß der Block noch einen verhältnismäßig dünnen Boden behält; alsdann wird der Schieber *C*, der bisher als Widerhalt beim Lochen diente, so verschoben, daß das darin befindliche Ziehloch *O* sich in die Richtung der Matrizenachse legt. Hierauf schiebt sich der Dorn und damit das Rohrstück wieder vor, und letzteres wird mittels Zange *Z* durch das Ziehloch geholt. Auf diese Weise läßt

sich das Rohrstück bei immer engeren Öffnungen bis zur gewünschten Länge und Wandstärke ausziehen. Nunmehr wird der Boden ausgestoßen, sowie der „verlorene Kopf" abgeschnitten und so ein bereits roh vollendeter Zylinder von der Länge des fertigen Hohlzylinders und dessen Querschnittfläche geschaffen.

Vor dem Weiterbearbeiten erwärmt man den Zylinder und befreit ihn mittels eines Dampf- und Wasserstrahlgebläses vom anhaftenden Glühspan, um ihn sodann auf ein Walzwerk zu bringen, dessen Oberwalze gemäß Abbildung 59 zurückgezogen und durch den Zylinder hindurchgeschoben werden kann. Die Unterwalze ist verstellbar und wird während des Betriebes hydraulisch angestellt, so daß der Druck auf das Walzgut stets gleichmäßig erfolgt und somit auch der Hohlzylinder gleichmäßig auf den verlangten Durchmesser ausgewalzt wird.



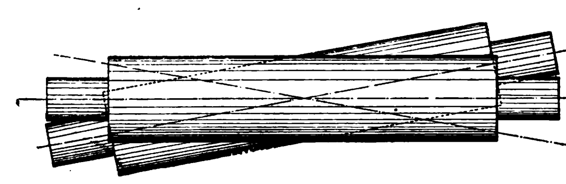


Abb. 59. Ehrhardtsches Verfahren zur Herstellung nahtloser Röhren.

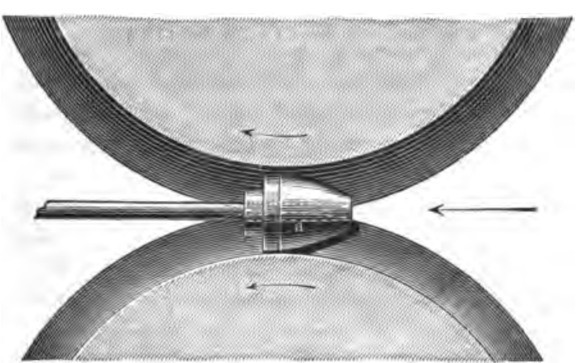
Außer durch Walzen stellt man auch durch Schweißen schmiedeeiserne Röhren her, und zwar unterscheidet man stumpf-, flach- und spiralgeschweißte Rohre; erstere halten keinen hohen Druck aus, max. 4 Atm., die beiden letzteren eignen sich für höheren Druck, aber die flachgeschweißten nur haben einen kleinen Durchmesser, unter 30 mm, während die spiralgeschweißten bis 600 mm lichte Weite aufweisen.

Als Rohstoff wird für die geschweißten Rohre Schweißeisen oder basisches Flußeisen benutzt, das weich und gut schweißbar sein muß; das Format gleicht Blechstreifen, deren Breite dem abgewickelten Umfange und deren Länge der Länge des herzustellenden Umfanges entspricht.

Bei der Fabrikation der stumpfgeschweißten Rohre kommen die Blechstreifen zunächst in einen Glühofen mit langem Herd und niedrigem Gewölbe und werden dort bis zur hellen Rotglut erwärmt. Nach dem Herausnehmen klopft man sie trichterförmig zusammen, und das trichterförmige Ende wird in die Ziehöffnung einer Ziehbank gesteckt und von der Ziehzange durchgezogen, wobei sich der Streifen zu einem Rohr zusammenrollt, dessen Kanten stumpf gegeneinander gedrückt sind.

Hierauf wird das Rohr wieder in den Ofen gebracht, nur bis auf Schweißhitze erwärmt und durch ein enges Zieheisen gezogen, so daß die Ränder des Rohres zusammenschweißen, doch muß zur vollständigen Schweißung dieser Vorgang etwa vier- bis fünfmal unter Anwendung stetig abnehmender Ziehöffnungen wiederholt werden.

Für flachgeschweißte Rohre werden die Kanten der Blechstreifen zunächst auf einer Hobelmaschine abgeschrägt, damit beim Durchziehen durch die Ziehöffnung d. h. beim Rollen des Rohres, die Kanten sich übereinander legen und zugleich dabei die Wandung nicht verdicken. Das Nachschweißen geschieht ferner nicht durch Ziehen, sondern durch Walzen, welche ein kreisrundes Kaliber besitzen, dessen Durchmesser gleich dem äußeren Durchmesser des Rohres ist und dessen Ränder aufeinander laufen.



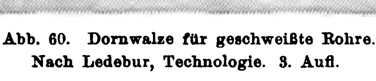


Abb. 60. Dornwalze für geschweißte Rohre.
Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

Beim Durchgange durch diese ausgekehlten Walzen werden die weißglühenden Rohre noch über einen birnenförmigen Dorn *a* (Abb. 60) gestreift, dessen größter Durchmesser der lichten Weite des fertigen Rohres entspricht; durch den Druck der Walzen von außen und den Druck des Dornes von innen werden dann die Ränder fest aufeinandergeschweißt. Je nach Bedarf wiederholt sich dieses Verfahren unter Verwendung immer dünnerer Dorne mehrmals. Hierauf erwärmt man das Rohr noch einmal im Glühofen auf Kirschrotglut, um es durch ein Ziehloch mit scharfen Kanten zu ziehen und so den beim Walzen gebildeten Glühspan zu entfernen. Die Rohre erkalten dann, werden gerichtet, abgeschnitten und geprüft.

Abb. 61. Spiralgeschweißte Rohre.
Nach Haedicke, Technologie des Eisens.

Da bei den flachgeschweißten Rohren mit einem Durchmesser über 30 mm die Gefahr nahe liegt, daß die in der Längsrichtung sich er-

streckende Schweißfuge unter der Wirkung des inneren Druckes reißt, so sucht man dies zu vermeiden, indem man die Blechstreifen spiralförmig auf Walzen aufrollt und die Schweißfuge, welche dabei die Form einer Schraubenlinie erhält, unmittelbar mit der Wassergasflamme erhitzt und mit Hilfe eines schnellgehenden Hammers zusammenschweißt (Abb. 61).

Kapitel VI.

Prüfung des schmiedbaren Eisens.

Zur Erkennung der Brauchbarkeit des schmiedbaren Eisens kommen folgende Proben in Betracht:

I. Proben mit ungeteilten Gebrauchsstücken.

Kaltproben:
1. Außenbesichtigung,
2. Schlagprobe,
3. Biegprobe.

II. Proben mit abgetrennten Stücken.

a) Kaltproben:
1. Gewöhnliche Biegeprobe,
2. Lochprobe,
3. Bruchprobe,
4. Zerreißprobe,
5. Verwindungsprobe.

b) Warmprobe:
1. Biegeprobe,
2. Härtungsbiegeproben,
3. Lochprobe,
4. Ausbreit-(Schmiede-)probe,
5. Stauchprobe.

Zu Probestreifen sollen tunlichst die beim Walzen abgefallenen kürzeren Stücke und Abfallenden Verwendung finden. Mit sichtbaren Fehlern behaftete Probestücke dürfen nicht verwendet werden.

Was die Herstellung der Probestreifen anbelangt, so sind die Stäbe für Zerreißproben von dem zu untersuchenden Eisen kalt abzutrennen und kalt zu bearbeiten.

Die Wirkungen etwaigen Scherenschnitts sowie des Auslochens oder Aushauens sind zuverlässig zu beseitigen.

Wird das Gebrauchsstück ausgeglüht, so sind auch die Probestreifen sorgfältig auszuglühen, im anderen Falle ist das Ausglühen derselben zu unterlassen.

Auf den Probestreifen ist tunlichst die Walzhaut zu belassen. Die Probestäbe sollen in der Regel eine Versuchslänge von 200 mm bei 300 bis 500 qmm Querschnitt haben. Beträgt der Querschnitt (F) weniger als 300 qmm, so kann die Versuchslänge (l) bestimmt werden nach der Formel:

$$l = 11 \cdot 3 \sqrt{F}$$

Bei Material von 40 mm und mehr Dicke sollen die Probestreifen nicht durch Aushobeln, sondern durch Ausschneiden auf den geeigneten Querschnitt gebracht werden. Über die Versuchslänge hinaus haben die Probestäbe nach beiden Seiten noch auf je 10 mm Länge den gleichen Querschnitt.

Zu Biegeproben sind Materialstreifen von 30 bis 50 mm Breite oder Rundstäbe von einer der Verwendung entsprechenden Dicke zu benutzen. Die Probestücke müssen auf kaltem Wege abgetrennt werden. Die Kanten der Streifen sind abzurunden.

Finden sich nach dem Zerreißen, Biegen usw. anscheinend guter Probestücke Fehlerstellen, so werden die Prüfungsergebnisse aus solchen Stücken nicht berücksichtigt, wenn sie den gestellten Anforderungen nicht genügt haben.

Wenn bei Ausführung der Zerreißprobe der Bruch außerhalb des mittleren Drittels der Versuchslänge des Stabes erfolgt, so ist die Probe zu wiederholen, falls die Dehnung ungenügend ausfällt.

Wenn eine satzweise Prüfung vorgesehen ist, muß alles Material mit der Nummer des Gußsatzes (Charge) versehen sein, aus dem es herrührt.

Entsprechen alle Proben den gestellten Anforderungen, so gilt das zugehörige Material als abgenommen. Für jede nicht genügende Probe müssen aus der betreffenden Materialmenge bzw. aus demselben Gußsatze zwei neue Proben entnommen werden. Entspricht eine derselben wiederum den Anforderungen nicht, so kann das Material verworfen werden.

Die Zerreißmaschinen müssen leicht und sicher auf ihre Richtigeit geprüft werden können.

Die Profile werden nach den vom Besteller eingesandten Schablonen und Zeichnungen oder nach dem Profilalbum des Werkes gewalzt. Die hierbei zulässigen Abweichungen sind bei den einzelnen Fabrikaten gesondert angeführt.

Geringe äußere Fehler, welche die Haltbarkeit der Gebrauchsstücke nicht beeinträchtigen, sollen kein Hindernis für die Abnahme bilden. Das Wegmeißeln von Walzsplittern und Schalen ist gestattet.

Im besonderen gelten für die Lieferungen der einzelnen Materialien aus Schweiß- und Flußeisen folgende Vorschriften, welche durch den „Verein deutscher Eisenhüttenleute", den „Verein deutscher Ingenieure" und den „Verband deutscher Architekten- und Ingenieur-Vereine" festgestellt worden sind.

I. Schweißeisen.

A. Bauwerk-Schweißeisen.

Das Eisen soll dicht, gut stauch- und schweißbar, weder kalt- noch rotbrüchig, noch langrissig sein, eine glatte Oberfläche zeigen und darf weder Kantenrisse, noch offene Schweißnähte oder sonstige unganze Stellen haben.

Von je 100 Stücken können 3 Proben, und zwar nach Möglichkeit aus den Abfallenden, entnommen werden. Wenn sie den gestellten Vorschriften genügen, so gelten diese 100 Stücke als angenommen. Genügt eine dieser 3 Proben nicht, so dürfen dafür aus der betreffenden Materialmenge 2 neue entnommen werden. Entspricht eine von diesen wiederum den Anforderungen nicht, so kann das Material verworfen werden.

Es müssen mindestens betragen:

1. bei Flacheisen, Formeisen (Winkel-, Rund-, Vierkant- und Trägereisen: I, C, ˥L, T und ähnlichen Walzeisen) und bei solchen Blechen, welche im wesentlichen nur in der Längsrichtung beansprucht werden,

in der Längsrichtung die Zugfestigkeit, wenn die Dicke beträgt:

10 mm oder weniger	36 kg/qmm,
mehr als 10 „ bis einschließlich 15 mm	35 „
„ „ 15 „ „ „ 25 „	34 „

die Dehnung bis zum Bruche in allen Fällen 12 %.

Mit Rücksicht auf die Herstellungsart des Trägereisens müssen bei demselben im Steg die Festigkeit um 1 kg und die Dehnung um 2 % geringer als in den Flanschen bemessen werden.

2. bei Eisen für Nieten, Schrauben und dergleichen:

a) bis zu 25 mm einschließlich Durchmesser:
in der Längsrichtung die Zugfestigkeit 38 kg/qmm, die Dehnung 18 %.

b) von mehr als 25 bis einschließlich 40 mm Durchmesser:
die Zugfestigkeit 36 kg/qmm, die Dehnung 15 %.

3. bei Zoreseisen:
die Zugfestigkeit 33 kg/qmm, die Dehnung 6 %.

Flacheisen und Formeisen.

a) Biegeproben. Längsstreifen müssen über eine Rundung von 13 mm Halbmesser winkelförmig gebogen werden können, ohne daß sich an der Biegungsstelle ein Bruch im Eisen zeigt. Der Winkel *a*, welchen ein Schenkel bei der Biegung zu durchlaufen hat, beträgt in Graden:

für Biegung in kaltem Zustande:

$a = 50^0$ bei Eisendicken $d = 8-11$ mm,
$a = 35^0$ „ „ $d = 12-15$ „
$a = 25^0$ „ „ $d = 16-20$ „
$a = 15^0$ „ „ $d = 21-25$ „

für Biegung in dunkelkirschrotem Zustande:

$a = 120^0$ bei Eisendicken $d =$ bis 25 mm,
$a = 90^0$ „ „ $d =$ über 25 „

b) Ausbreitproben. Im rotwarmen Zustande muß ein auf kaltem Wege abgetrennter 30—50 mm breiter Streifen eines Winkeleisens, Flacheisens oder Bleches mit der parallel zur Faser geführten, nach einem Halbmesser von 15 mm abgerundeten Hammerfinne bis auf das $1^1/_2$fache seiner Breite ausgebreitet werden können, ohne Spuren einer Trennung im Eisen zu zeigen.

Wird Bauwerkeisen auf genaue Länge verlangt, so sind folgende Abweichungen zulässig:

1. bei Flach-, Winkel-, Rund- und Vierkanteisen Mehrlängen bis zu 20 mm,
2. bei Trägereisen Mehrlängen bis zu 50 mm.

Die Normalgewichte werden aus den Abmessungen aus dem spezifischen Gewichte abgeleitet.

Von diesen rechnungsmäßigen Gewichten sind folgende Abweichungen zulässig:

1. Bei Flach-, Winkel-, Rund- und Vierkanteisen im ganzen ein Mehrgewicht bis zu 3 %, für einzelne Stäbe ein Mehrgewicht bis zu 5 % und ein Mindergewicht bis zu 2 %.
2. Bei Trägereisen ± 6 % mit der Maßgabe, daß bei größeren Bestellungen eines und desselben Profils eine größere Genauigkeit vereinbart werden kann.

Werden die für einzelne Stäbe oder Platten angeführten Gewichtsabweichungen überschritten, so können die betreffenden Teile zurückgewiesen werden.

B. Bleche aus Schweißeisen.

1. Behälterbleche.

Es sind Bleche von zweierlei Güte zu unterscheiden, welche als Qualität I und II bezeichnet werden.

Die Zerreißfestigkeit auf das Quadratmillimeter und die Dehnung sollen mindestens betragen:

	Qualität I		Qualität II	
	Festigkeit in kg	Dehnung in %	Festigkeit in kg	Dehnung in %
längs der Faser	35	7	31,5	5
quer zur Faser	28,5	5	27,5	3

Bei der Warmbiegeprobe müssen die Probestreifen vor dem Bruche eine Biegung aushalten bis zu folgenden Winkeln:

	bei Qualität I	bei Qualität II
längs der Faser	125°	90°
quer zur Faser	90°	60°

Bei der Kaltbiegeprobe müssen diese Winkel sein:

bei einer Blechdicke von	Qualität I		Qualität II	
	längs	quer	längs	quer
5 mm und weniger	90°	40°	75°	30°
6— 8 mm	70°	30°	55°	20°
9—11 „	50°	20°	45°	15°
12—16 „	35°	15°	30°	10°
17—19 „	25°	10°	20°	5°
20—22 „	20°	5°	15°	—
23—25 „	15°	5°	10°	—

2. Kesselbleche.

Es sind drei Sorten Kesselbleche zu unterscheiden:

1. Feuerblech,
2. Bördelblech,
3. Mantelblech.

Aus Feuerblech müssen alle diejenigen Teile der Kesselwandung gefertigt werden, welche die erste strahlende Hitze des Feuerherdes aufzunehmen haben. Zu den Flammrohrschüssen und zu den Teilen, welche gebördelt oder gekrempt werden, wie z. B. Böden, Dorne, Stutzen und dergleichen, ist Bördelblech zu verwenden. Alle anderen Teile der Kesselwandung dürfen aus Mantelblech gefertigt werden.

Die Zerreißprobe soll folgende Mindestzahlen bei Blechen bis zu 25 mm Dicke ergeben:

	Qualität: Feuerblech		Bördelblech		Mantelblech	
	Faserrichtung: längs	quer	längs	quer	längs	quer
Festigkeit in Kilogramm auf das Quadratmillimeter	36	34	35	33	33	30
Dehnung %	18	12	12	8	7	5

Jede Ziffer der Festigkeit oder Dehnung darf um die Zahl 1 kleiner sein als die betreffende Mindestzahl, wenn die zugehörige andere Mindestzahl um ebensoviel größer ist.

Bei Blechen von mehr als 25 mm Dicke verringert sich die Festigkeit bei Vergrößerung der Dicke um je 2 mm stets um 0,5 kg auf das Quadratmillimeter des ursprünglichen Querschnitts, so daß z. B. die Festigkeit nur zu betragen braucht:

bei Dicken von mm	bei Feuerblechqualität		bei Bördelblechqualität		bei Mantelblechqualität	
	längs kg	quer kg	längs kg	quer kg	längs kg	quer kg
26—28 . . .	35,5	33,5	34,5	32,5	32,5	29,5
28—30 . .	35,0	33,0	34,0	32,0	32,0	29,0
30—32 . . .	34,5	32,5	33,5	31,5	31,5	28,5
32—33 . . .	34,0	32,0	33,0	31,0	31,0	28,0

Soll also beispielsweise ein Blech zum Kesselmantel von 30 mm Dicke doch die Festigkeit von 33 kg längs und 30 kg quer der Faser haben, so muß es in Bördelblechqualität bestellt werden. Die Zerreißfestigkeit darf in keinem Falle mehr als 40 kg auf das Quadratmillimeter betragen.

Die Blechstreifen müssen sich bis zu folgenden Winkeln biegen lassen:

1. im kalten Zustande bis zu einem Winkel von

bei einer Blechdicke von mm	bei Feuerblech		bei Bördelblech		bei Mantelblech	
	längs	quer	längs	quer	längs	quer
6— 8 . . .	130°	110°	110°	90°	70°	45°
8—10 . . .	120°	100°	100°	80°	65°	40°
10—12 . . .	110°	90°	90°	70°	60°	35°
12—14 . . .	100°	80°	80°	60°	55°	30°
14—16 . . .	90°	70°	70°	50°	50°	25°
16—18 . . .	80°	60°	60°	40°	45°	20°
18—20 . . .	70°	50°	55°	30°	40°	17°
20—22 . . .	60°	40°	50°	25°	35°	15°
22—24 . . .	55°	30°	45°	20°	30°	12°
24—26 . . .	50°	20°	40°	15°	25°	10°

2. im warmen Zustande bis zu einem Winkel von

bei einer Blechdicke von	bei Feuerblech		bei Bördelblech		bei Mantelblech	
	längs	quer	längs	quer	längs	quer
beliebiger Größe	180°	180°	180°	150°	150°	100°

Blechstreifen von etwa 100 mm Breite müssen im rotwarmen Zustande quer zur Walzrichtung mindestens auf das $1\frac{1}{2}$fache ihrer Breite ausgebreitet werden können, ohne an den Kanten oder auf der Fläche Risse zu erhalten.

Blechstreifen im rotwarmen Zustande mit Lochstempel gelocht in einer Entfernung vom Rande, die gleich der halben Dicke des Streifens ist, dürfen vom Loch nach der Kante nicht aufreißen.

Anmerkung: Universal-Schweißeisen unterliegt bezüglich der Abweichungen in der Breite usw. den Bestimmungen für Universal-Flußeisen. (Siehe diesbezügliche Anmerkung.)

C. Stabeisen (Handeleisen).

Das Eisen soll dicht, gut stauch- und schweißbar, weder kalt noch rotbrüchig, noch langrissig sein, eine glatte Oberfläche zeigen und darf weder Kantenrisse noch offene Schweißnähte oder sonstige unganze Stellen haben.

Die nachstehend als maßgebend bezeichneten Festigkeits- und Dehnungszahlen gelten für Flach- und Winkeleisen nur bis zu 16 mm Dicke, für Rund- und Vierkanteisen nur bis zu 25 mm Dicke. Werden Proben von dickeren Stücken verlangt, so müssen dieselben durch Walzen und Schmieden auf die obigen Abmessungen herabgearbeitet werden.

Die Zerreißversuche müssen mindestens die Summe der Zahlen für Festigkeit und Dehnung ergeben.

Für gewöhnliches Handeleisen sind Proben mit Bürgschaftspflichten weder üblich noch erforderlich. Es sind vielmehr nur folgende zwei Qualitäten zu unterscheiden:

1. Nieteisen-Qualität (bestbest),
2. Hufstabeisen-Qualität (best).

1. Nieteisen-Qualität.

Ausgeschnittene Stücke aus Flach- oder Winkeleisen von 30 bis 50 mm Breite, nicht über 16 mm dick, Vierkant- und Rundeisen bis 25 mm dick, die Kanten mit der Feile abgerundet, sollen sich kalt zu einer Schleife biegen lassen mit einem lichten Durchmesser gleich der Dicke des Eisens, ohne Spuren einer Trennung zu zeigen.

Im warmen Zustande sollen Probestücke, wie vorstehend angegeben, sich ganz zusammenlegen lassen, ferner soll ein Stück Rundeisen von der doppelten Länge seines Durchmessers auf die Hälfte seiner Länge zusammengestaucht werden können, ohne Risse zu zeigen.

Zugfestigkeit 36 kg auf das Quadratmeter,
Dehnung 18 %.

2. Hufstabeisen-Qualität.

Ausgeschnittene Stücke aus Flach- oder Winkeleisen von 30 bis 50 mm Breite, nicht über 16 mm Dicke, Vierkant- und Rundeisen bis 25 mm Dicke, die Kanten mit der Feile abgerundet, sollen sich kalt zu einer Schleife biegen lassen mit einem lichten Durchmesser gleich der doppelten Dicke des Eisens, ohne Spuren einer Trennung zu zeigen.

Im warmen Zustande sollen Probestücke, wie vorstehend angegeben, sich zu einer Schleife biegen lassen mit einem lichten Durchmesser gleich der Dicke des Eisens, ohne Risse zu zeigen.

Zugfestigkeit 35 kg auf das Quadratmeter,
Dehnung 15 %.

II. Flußeisen und Flußstahl.

A. Eisenbahn-Material.

1. Schienen.

Von dem vorgeschriebenen Profil sind Abweichungen in der Fußbreite bis ± 1 mm, in der Höhe und in den übrigen Abmessungen bis ± 0,5 mm gestattet.

Als Normalgewicht gilt das aus dem Verwiegen von 50 Stück genau gewalzten Schienen ermittelte Durchschnittsgewicht.

Mehrgewicht ist bis 3 %, Mindergewicht bis 2 % zulässig, Mehrgewicht wird bis zu 1 % bezahlt, in allen übrigen Fällen das ermittelte Gewicht.

Das Durchschnittsgewicht auf das laufende Meter bzw. für das Stück der Schienen wird am Schlusse der Lieferung aus den Summen wirklicher Gewichte der vorgenommenen Verwiegungen festgestellt.

Von der vorgeschriebenen Länge sind folgende Abweichungen gestattet: Bei Längen bis zu 9 m ± 2 mm, bei Längen über 9 m ± 3 mm. Die Lieferung kürzerer Schienen ist bis zu 5 % der Gesamtmenge gestattet.

Abweichungen von der vorgeschriebenen Lage und Größe der Löcher sind bis zu ± 1 mm gestattet.

Abweichungen bis zu 3 mm in der senkrechten und wagerechten Richtung auf 9 mm Länge sind zulässig. Windschiefe Schienen, bei welchen die Verdrehung ± 1,5 mm übersteigt, können verworfen werden.

Jede Schiene muß auf dem Stege das Fabrikzeichen und die Jahreszahl des für die Verwendung vorgesehenen Kalenderjahres in erhabener Form tragen.

Für die Prüfung der Schienen soll eine Menge bis zu ½ % der gesamten Lieferung zur Verfügung stehen. Für die Ermittelung der Zähigkeit sind Schlagproben und für die der Festigkeit bzw. Härte Zerreißproben maßgebend. Zur Anstellung der Zerreißproben werden Rundstäbe von 25 mm Durchmesser und 200 mm gerader Versuchslänge hergerichtet; für die Schlagproben werden Stücke von 1300 mm Länge ohne Löcher oder Klinkungen verwendet.

Die geringste absolute Festigkeit soll 55 kg auf das Quadratmillimeter betragen.

Die Schlagproben werden auf einem geeichten Fallwerk bei 1 m Freilage des Probestückes vorgenommen. Es soll mit gleichen Arbeitsleistungen geschlagen werden, und zwar sollen dieselben betragen:

bei Schienen im Gew. v. 23,8 kg für das m u. darüber 1500 kgm,
" " " " " 20,0 " bis unter 23,8 kg . . . 1000 "
" " " " " 16,0 " " " 20,0 " . . . 750 "

Der letzte Schlag kann der zu erreichenden Durchbiegung angepaßt werden. Die Durchbiegung soll bei Schienen von 134 mm Höhe (Preuß. Normalprofil) 100 mm betragen. Für Schienen, einschließlich Zungenschienen, mit anderen Profilhöhen soll die Durchbiegung umgekehrt proportional diesen Höhen bemessen werden.

Die Schlagproben sollen an dem betreffenden Stück nicht weiter fortgesetzt werden, wenn eine seitliche, das Ergebnis des Versuchs beeinträchtigende Verbiegung der Schiene eintritt, bevor die vorgeschriebene Minimal-Durchbiegung erreicht ist. — Für

Straßenbahn-Schienen

ändern sich die oben angeführten Bestimmungen wie folgt:

Von dem vorgeschriebenen Profil sind folgende Abweichungen gestattet:

in der Fußbreite bis $\pm$ 2 mm und in den übrigen Abmessungen bis $\pm$ 1 mm, wenn es sich um Schienen mit einem Fuße von mehr als 125 mm Breite handelt;

in der Fußbreite bis $\pm$ 1 mm und in den übrigen Abmessungen bis $\pm$ 0,5 mm, wenn die Fußbreite 125 mm und weniger beträgt.

Schienen, welche bis zu 4 mm länger oder kürzer sind als vorgeschrieben, sowie solche, welche bis zu 3 % weniger und solche, welche bis zu 4 % mehr als das Normalgewicht haben, werden noch angenommen.

2. Schwellen.

Von dem vorgeschriebenen Profil sind Abweichungen in der Dicke bis zu $\pm$ 0,5 mm, in der Höhe und Breite bis zu $\pm$ 2 mm gestattet.

Als Normalgewicht wird das aus dem Verwiegen von 50 Stück genau gewalzten Schwellen ermittelte Durchschnittsgewicht angesehen. Mehrgewicht ist bis 3 %, Mindergewicht bis 2 % zulässig. Mehrgewicht wird bis zu 1 % bezahlt, in allen übrigen Fällen das ermittelte Gewicht.

Das Durchschnittsgewicht auf das laufende Meter bzw. für das Stück der Schwellen wird am Schlusse der Lieferung aus den Summen wirklicher Gewichte der vorgenommenen Verwiegungen festgestellt.

Gegen die vorgeschriebene Länge sind Abweichungen bis zu $\pm$ 20 mm gestattet.

Werden die Kopfschlüsse durch Umbiegen hergestellt, so sind Abweichungen in der Länge der Verschlußkappen bei gewöhnlichen Schwellen bis zu + 20 mm und — 5 mm gestattet.

Bei Langschwellen sind Abweichungen bis zu 3 mm in der senkrechten und wagerechten Richtung auf die ganze Länge zulässig. Windschiefe Langschwellen, bei welchen die Verdrehung $\pm$ 1,5 mm übersteigt, können verworfen werden.

Abweichungen in der Lage der Löcher sind bis zu ± 1 mm und in der Größe derselben bis zu $\pm 0{,}5$ mm gestattet.

Jede Schwelle muß außenseitlich das Fabrikzeichen und die Jahreszahl des für die Verwendung vorgesehenen Kalenderjahres in erhabener Form tragen.

Für die Prüfung der Schwellen soll eine Menge bis zu $^1/_5$ % der gesamten Lieferung zur Verfügung stehen. Die Ermittelung der Zähigkeit des Materials erfolgt durch Anstellung von Biegeproben, die der absoluten Festigkeit durch Zerreißproben. Zur Anstellung von Zerreißproben werden Flachstäbe von 200 mm gerader Versuchslänge verwendet. Die absolute Festigkeit soll 38—50 kg auf das Quadratmillimeter betragen.

Bei Vornahme der Biegeproben soll die Schwelle unter einem Dampfhammer zunächst mit leichten Schlägen flach geschlagen und sodann derartig über den Rücken zusammengebogen werden, daß der Durchmesser des Kreises an der umgebogenen Stelle höchstens 75 mm beträgt, ohne daß ein Bruch erfolgt.

Zu diesen Proben dürfen nur ungelochte Stücke genommen werden.

3. Radlenker.

Von dem vorgeschriebenen Profil sind Abweichungen in der Fußbreite bis ± 1 mm, in der Höhe und den übrigen Abmessungen bis $\pm 0{,}5$ mm gestattet.

Als Normalgewicht wird das aus dem Verwiegen von 50 Stück genau gewalzten Radlenkern ermittelte Durchschnittsgewicht angesehen. Mehrgewicht ist bis 3 %, Mindergewicht bis 2 % zulässig. Mehrgewicht wird bis zu 1 % bezahlt, in allen übrigen Fällen das ermittelte Gewicht.

Das Durchschnittsgewicht auf das laufende Meter bzw. für das Stück der Radlenker wird am Schlusse der Lieferung aus den Summen wirklicher Gewichte der vorgenommenen Verwiegungen festgestellt.

Abweichungen von der vorgeschriebenen Länge sind bis zu $+ 5$ mm und $- 3$ mm gestattet.

Abweichungen in der Lage und Größe der nach Zeichnung durch Bohren herzustellenden Löcher sind bis ± 1 mm gestattet.

Nachdem die Radlenker gerade gerichtet sind, werden dieselben unter der Presse mittels ruhigen Druckes nach Maßgabe der Zeichnung gebogen bzw. geknickt. Die einzelnen Knicke sind möglichst scharf auszubilden.

Jeder Radlenker muß das Fabrikzeichen und die Jahreszahl in erhabener Form tragen.

Für die Prüfung der Radlenker soll eine Menge bis zu $^1/_2$ % der gesamten Lieferung zur Verfügung stehen. Die geringste absolute Festigkeit soll 55 kg auf das Quadratmillimeter und die Dehnung mindestens 12 % der ursprünglichen Länge betragen.

4. Kleineisenzeug.

Zum Kleineisenzeug gehören:

Laschen	aus	Flußeisen	oder	Flußstahl
Unterlagsplatten	„	„	„	„
Hakenplatten	„	„	„	„
Klemmplatten	„	„	„	„
Hakennägel	„	„		
Schwellenschrauben	„	„		
Laschenschrauben	„	„		
Hakenschrauben	„	„		
Federringe	aus	Flußstahl.		

Für Laschen sind Abweichungen in den Anlageflächen von $\pm$ 0,25 mm, in der Dicke von $\pm$ 0,5 mm und in den übrigen Abmessungen von $\pm$ 1 mm gestattet. In der Länge sind $\pm$ 3 mm gestattet.

Bei Unterlagsplatten und Hakenplatten sind Abweichungen in der Dicke bis zu $\pm$ 0,5 mm und in den übrigen Abmessungen bis zu $\pm$ 1 mm gestattet.

Bei Klemmplatten muß die obere Fläche eine glatte Auflage bieten und sind Verdrückungen der Klemmplattenenden, soweit dieselben die Brauchbarkeit beeinträchtigen, zu vermeiden.

Die Köpfe der Hakennägel müssen mit dem Schaft aus einem Stück ohne Schweißung in Gesenken geschmiedet oder gepreßt werden. Der Schaft muß glatt und gerade sein. Die Spitze soll ebene glatte Flächen und eine scharfe Schneide haben. Der beim Schmieden oder Pressen etwa entstandene Grat ist sorgfältig zu entfernen.

Die Köpfe der Schwellenschrauben (Fire fonds), Laschen- und Hakenschrauben müssen ebenfalls mit dem Schaft aus einem Stück ohne Schweißung in Gesenken geschmiedet oder gepreßt werden.

Abweichungen in dem Kerndurchmesser der Schwellenschrauben sind nur bis $\pm$ 0,2 mm zulässig. Die Schwellenschrauben sind zu verzinken, wenn das Gewinde in kaltem Zustande des Materials hergestellt wird.

Die Muttern der Laschen- und Hakenschrauben müssen einen festen gleichmäßigen Gang haben, so daß sie sich eben noch von Hand andrehen lassen. Die Gewinde sind zum Schutz gegen Rost gut zu ölen.

Als Normalgewicht gilt das aus dem Verwiegen von 50 Stück genau nach Zeichnung ausgeführten Kleineisenteilen ermittelte Durchschnittsgewicht.

Mehrgewicht ist bis 3 %, Mindergewicht bis 2 % zulässig. Mehrgewicht wird bis zu 1 % bezahlt, in allen übrigen Fällen das ermittelte Gewicht.

Das Durchschnittsgewicht der zur Abnahme gelangenden Mengen wird am Schlusse der Lieferung aus den Summen wirklicher Gewichte der vorgenommenen Verwiegungen festgestellt.

Bei Laschen, Unterlagsplatten und Hakenplatten ist eine Abweichung von der vorgeschriebenen Länge bis zu $\pm$ 3 mm gestattet.

Die Kleineisenteile können nach Wahl des Lieferanten kalt oder warm, mit der Säge oder Schere auf Länge geschnitten sein, es dürfen dabei jedoch keine für die Verwendung nachteiligen Formveränderungen vorkommen.

Die Löcher werden gestanzt und sind Abweichungen in der Lage derselben bis $\pm$ 1 mm und in der Größe derselben bis + 1 und — $^1/_2$ mm zulässig.

Bei den Klinkungen sind Abweichungen in der Länge derselben bis zu $\pm$ 2 mm und in der Größe bis zu $\pm$ 1 mm gestattet.

Jedes Kleineisenteil, die Federringe ausgenommen, ist mit einem Walzzeichen bzw. Fabrikzeichen und der Gattungsnummer, sofern eine solche angegeben, zu versehen. Die Zeichen müssen dauernd sichtbar bleiben.

Für die Prüfung soll bis zu $^1/_5$ % des Materials zur Verfügung stehen.

Als Maßstab für die Festigkeit dienen Zerreißproben, als Maßstab für die Zähigkeit dagegen Biegeproben und sonstige Proben. Das Flußeisen soll eine absolute Festigkeit für das Quadratmillimeter von mindestens 38 kg und nicht über 50 kg, der Flußstahl eine solche von 50—65 kg haben. Die fertigen Laschen müssen, in kaltem Zustande bei 420 mm Stützweite im Sinne eines senkrechten Schienendruckes belastet, eine bleibende Durchbiegung von mindestens 6 mm Pfeilhöhe zulassen, ohne Risse oder Brüche zu zeigen. Bei Flachlaschen soll diese Durchbiegung mindestens 10 mm betragen.

Die Unterlagplatten und Hakenplatten müssen sich unter einer Presse in kaltem Zustande quer zur Walzrichtung zu einer Winkelform von 135° durchbiegen lassen, ohne Risse zu zeigen. Die Knaggen sind durch Hammerschläge zu prüfen.

Die Hakennägel, Schwellenschrauben, Laschen und Hakenschrauben sind durch Biege-, Bruch- und Stauchproben auf ihre Zähigkeit zu prüfen.

Die Federringe dürfen bei wiederholter Belastung, durch welche dieselben vollständig zusammengepreßt werden, sich nicht bleibend setzen und nicht brechen.

5. Weichenplatten.

Abweichungen sind gestattet in der Breite $\pm$ 1,5 mm, in der Dicke $\pm$ 0,5 mm und in der Länge $\pm$ 5 mm.

Als Normalgewicht gilt das aus dem Verwiegen von 50 Stück genau gewalzten Platten ermittelte Durchschnittsgewicht. Mehrgewicht ist bis 3 %, Mindergewicht bis 2 % zulässig. Mehrgewicht wird bis zu 1 % bezahlt, in allen übrigen Fällen das ermittelte Gewicht. Das Durchschnittsgewicht auf das laufende Meter bzw. für das Stück der Weichenplatten wird am Schlusse der Lieferung aus den Summen wirklicher Gewichte der vorgenommenen Verwiegungen festgestellt.

Die Platten sind mit den Fabrikzeichen und der Jahreszahl kalt zu stempeln.

Für die Prüfung soll bis $^1/_2$ % des Materials zur Verfügung stehen.

Die absolute Festigkeit für das Quadratmillimeter soll 38—50 kg und die Dehnung 15 % der ursprünglichen Länge betragen.

Außerdem sollen sich die Platten mit einem Lochstempel von □20 mm in einem Abstande von 15 mm der Lochkante vom Plattenrande kalt lochen lassen, ohne zu reißen.

6. Radreifen.

Von dem vorgeschriebenen Profil sind Abweichungen in der Breite bis + 2 und — 1,5 mm, in der Dicke bis + 3 mm gestattet.

Der innere Durchmesser der Radreifen darf gegen das von dem Besteller vorgeschriebene Maß um 2 mm geringer und um $1^1/_2$ mm größer ausfallen, ohne daß dadurch die Abnahme behindert würde.

Abweichungen im Gewicht, welche sich aus den Abweichungen im Profil und Durchmesser ergeben, sind gestattet und ist das Gewicht innerhalb dieser Grenzen auch zu bezahlen.

Für die Prüfung des zu den Radreifen verwendeten Materials soll eine Menge bis zu 1 % der gesamten Lieferung zur Verfügung stehen.

Die Ermittelung der Zähigkeit des Materials erfolgt durch Schlagproben, die der absoluten Festigkeit durch Zerreißproben.

Zur Anstellung der Zerreißproben werden Rundstäbe von 25 mm Durchmesser und 200 mm gerader Versuchslänge hergerichtet; für die Schlagproben werden ganze Radreifen ohne sichtbare Fehler verwendet.

Die geringste absolute Festigkeit soll betragen:

für Lokomotiv-Radreifen . . . . . . 60 kg/qmm
„ Wagen- und Tender-Radreifen 50 „

Die Schlagproben werden auf einem geeichten Fallwerk mit Schlägen von 3000 kgm so lange durchgeführt, bis die Radreifen sich um 12 % ihres ursprünglichen inneren Durchmessers eingebogen haben.

Das Material darf, solange diese Einbiegung nicht überschritten ist, keine Risse zeigen.

7. Achsen.

Die Schenkel der Achsen sind sauber zu schlichten und zu schmirgeln und die Körner vorschriftsmäßig an beiden Enden der Achsen konisch einzudrehen.

Für die Prüfung des zu den Achsen verwendeten Materials soll eine Menge bis zu 1% der gesamten Lieferung zur Verfügung stehen.

Die Ermittelung der Zähigkeit des Materials geschieht durch Schlagproben, die der absoluten Festigkeit durch Zerreißproben.

Zur Anstellung der Zerreißproben werden Rundstäbe von 25 mm Durchmesser und 200 mm gerader Versuchslänge hergerichtet, für die Schlagproben roh geschmiedete ganze Achsen ohne sichtbare äußere Fehler verwendet.

Die geringste absolute Festigkeit soll 50 kg auf das Quadratmillimeter betragen.

Die Schlagproben werden auf einem geeichten Fallwerk bei 1,5 m Freilage mit Schlägen von 3000 kgm so lange durchgeführt, bis bei Achsen von 130 mm Durchmesser eine Durchbiegung von 200 mm, zwischen den ursprünglich 1,5 m voneinander entfernten Körnern gemessen, erreicht ist.

Bei Achsen von anderen Durchmessern soll die Minimaldurchbiegung umgekehrt proportional diesen Durchmessern bemessen werden.

B. Bauwerk-Flußeisen.

War eine satzweise Prüfung vereinbart, so muß jedes dem Abnahmebeamten vorgelegte Stück die betreffende Satznummer tragen. Aus jedem so vorgelegten Satze dürfen 3 Stück, höchstens jedoch von je 20 oder angefangenen 20 Stück ein Stück entnommen und zu nachstehenden Proben verwendet werden.

War eine satzweise Prüfung nicht vereinbart, so können von je 100 Stücken fünf, höchstens jedoch von je 2000 oder angefangenen 2000 kg desselben Walzprofils ein Stück zu Probezwecken entnommen werden.

Es soll betragen:

a) bei Material von 7—28 mm Dicke und mindestens 300 qmm Querschnitt der Probe

in der Längsrichtung:

die Zugfestigkeit 37—44 kg, die Dehnung mindestens 20%;

in der Querrichtung:

die Zugfestigkeit 36—45 kg, die Dehnung mindestens 17%.

b) bei Material von 4 bis unter 7 mm Dicke und mindestens 200 qmm Querschnitt der Probe und einer entsprechenden Versuchslänge

in der Längsrichtung:

die Zugfestigkeit 37—46 kg, die Dehnung mindestens 18 %;

in der Querrichtung:

die Zugfestigkeit 36—47 kg, die Dehnung mindestens 15 %;

c) bei Niet- und Schraubenmaterial:

die Zugfestigkeit 36—42 kg, die Dehnung mindestens 22 %.

1. Flacheisen, Formeisen.

a) Biegeproben. Sowohl Längs- als auch Querstreifen sind kirschrotwarm zu machen, im Wasser von etwa 28° C abzuschrecken und dann so zusammenzubiegen, daß sie eine Schleife bilden, deren Durchmesser an der Biegestelle gleich ist: bei Längsstreifen der einfachen, bei Querstreifen der doppelten Dicke des Versuchsstückes. Hierbei dürfen an Längsstreifen keine Risse entstehen; bei Querstreifen sind unwesentliche Oberflächenrisse zulässig.

b) Rotbruchproben. Ein im rotwarmen Zustande auf 6 mm Dicke und etwa 40 mm Breite abgeschmiedeter Probestreifen soll mit einem sich verjüngenden Lochstempel, der 80 mm lang ist und 20 mm Durchmesser am dünnen, 30 mm am dicken Ende hat, im rotwarmen Zustande gelocht werden. Das 20 mm weite Loch soll dann auf 30 mm erweitert werden, ohne daß hierbei ein Einriß in dem Probestreifen entstehen darf.

2. Niet- und Schraubenmaterial.

a) Biegeproben. Rundeisenstäbe sind hellrotwarm zu machen, im Wasser von etwa 28° C abzuschrecken und dann so zusammenzubiegen, daß sie eine Schleife bilden, deren Durchmesser an der Biegestelle gleich der halben Dicke des Versuchsstücks ist. Hierbei dürfen keine Risse entstehen.

b) Stauchproben. Ein Stück Schrauben- oder Nieteneisen, dessen Länge gleich dem doppelten Durchmesser ist, soll sich im warmen, der Verwendung entsprechenden Zustande bis auf ein Drittel seiner Länge zusammenstauchen lassen, ohne Risse zu zeigen.

Wird Bauwerk-Flußeisen auf genaue Länge verlangt, so sind folgende Abweichungen zulässig:

1. Bei Flach-, Winkel-, Rund-, Vierkant- und Universaleisen Mehrlängen bis zu 20 mm.

2. Bei Formeisen Mehrlängen bis zu 50 mm.

Geringerer Spielraum nach besonderer Vereinbarung. Die Normalgewichte werden aus den Abmessungen und dem spezifischen Gewichte abgeleitet.

Von diesen rechnungsmäßigen Gewichten sind folgende Abweichungen zulässig.

1. Bei Flach-, Winkel-, Rund- und Vierkanteisen im Ganzen ein Mehrgewicht bis zu 3 % und ein Mindergewicht bis zu 2 %, für einzelne Stäbe, ein Mehrgewicht bis zu 5 % und ein Mindergewicht bis zu 2 %.

2. Universaleisen darf in der Breite ± 3 mm und in der Dicke ± 5 %, mindestens aber ± 1/2 mm von den vorgeschriebenen Maßen abweichen.

3. Bei Formeisen ± 6 % mit der Maßgabe, daß bei größeren Bestellungen eines und desselben Profils eine größere Genauigkeit vereinbart werden kann.

Werden die für einzelne Stäbe oder Platten angeführten Gewichtsabweichungen überschritten, so können die betreffenden Teile zurückgewiesen werden.

C. Bleche.

Man unterscheidet im allgemeinen:

1. Feinbleche in Dicken von unter 5 mm,
2. Grobbleche in Dicken von 5 mm und mehr,
3. Riffel- und Warzenbleche.

Bezüglich der Qualität werden unterschieden:

1. Behälterbleche,

dieselben unterliegen Qualitätsvorschriften oder einer Abnahme nur dann, wenn solches besonders vereinbart wurde;

2. Konstruktionsbleche,
3. Schiffsbleche,
4. Kesselbleche, und zwar
   a) Feuerbleche,
   b) Mantelbleche.

Zu allen Teilen der feststehenden Dampfkessel, zu den Kesseln der Lokomotiven und Lokomobilen, ferner zu Kochern, Dampffässern usw. sollte nur Feuerblech Verwendung finden. Das Mantelblech darf nur für die zylindrischen Mäntel der Schiffskessel verwendet werden, ratsam ist es aber, auch diese Teile aus Feuerblech herzustellen.

5. Spezialbleche,

d. h. solche mit über 50 kg Festigkeit oder solche, welche aus Legierungen des Eisens hergestellt sind. Für solche bedarf es in allen Fällen besonderer Vereinbarung.

Für die äußere Beschaffenheit der Bleche sind folgende Bestimmungen zu erfüllen:

1. Oberfläche. Die Bleche müssen eine glatte Oberfläche haben; in dieselbe dürfen keine Schlacke oder sonstige Verunreinigungen eingewalzt, auch dürfen keine Blasen, Risse oder sonstige unganzen

Stellen vorhanden sein. Walzensplitter oder kleine Schalen dürfen durch Abmeißeln entfernt, auch dürfen geringe, durch Einwalzen von Schlacke entstandene Vertiefungen ausgeebnet werden, soweit hierdurch die Haltbarkeit der Bleche nicht beeinträchtigt wird.

2. Richtung. Bleche werden allgemein nur walzgerade, d. h. so wie sie die Walze verlassen, verkauft. Dieselben können gegen besondere Vergütung auch mit der Richtmaschine kalt gerichtet geliefert werden. Derartig gerichtete Bleche sind jedoch nicht absolut eben.

3. Ausglühen. Alle Bleche unter 4 mm Dicke und alle Kesselbleche werden handelsüblich nur in geglühtem Zustande geliefert. Wird für andere Bleche das Ausglühen gewünscht, so bedarf es einer besonderen Bestellung. Das Messen der Dicke hat mittels Schraubenlehre zu erfolgen, und müssen die Meßpunkte mindestens 40 mm vom Rande und mindestens 100 mm von den Ecken des Bleches liegen. (Siehe nebenstehende Skizze (Abb. 62), welche die Ecke einer Blechtafel vorstellt. Auf derselben ist also nur der gestrichelte Teil auf die Dicke zu untersuchen.)

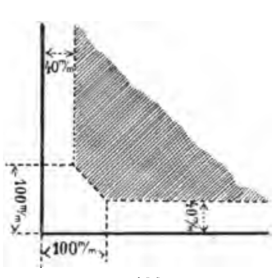


Abb. 62.

Im allgemeinen sind für die zulässigen Abweichungen von den geforderten Abmessungen in Länge, Breite, Dicke und Gewicht folgende Bestimmungen gültig:

a) Längen- und Breitenabweichungen.

1. Bleche unter 5 mm Dicke.

Die Abweichungen für Bleche in fixen Maßen dürfen in Länge und Breite bis zu + ½ % betragen. Es ist jedoch gestattet, in allen Fällen die bestellte Breite bis zu 6 mm und die bestellte Länge bis 10 mm zu überschreiten.

Werden Bleche „unfix“ verkauft, so dürfen die Abweichungen in der Länge bis ± 150 mm und in der Breite bis ± 50 mm betragen.

2. Bleche von 5 mm und größerer Dicke.

Es sollen für Bleche die Abweichungen bis zu + ½ % betragen dürfen, dieselben sollen jedoch für Bleche unter 20 mm Dicke mindestens + 10 mm und höchstens + 25 mm, für Bleche von 20 mm und größerer Dicke mindestens + 15 mm und höchstens + 30 mm betragen dürfen.

b) Dickenabweichungen.

1. Bleche unter 5 mm Dicke.

Diese Bleche werden im allgemeinen in folgenden Lagergrößen geliefert:

unter	bis einschl.	mm
5 mm (Nr. 2)	1,5 mm (Nr. 15) :	800×1600, 1000×2000, 1250×2500
1,5 „ („ 15)	0,5 „ („ 24) :	800×1600, 1000×2000
0,5 „ („ 24)	. . . . :	800×1600

und sind hierfür Dickenabweichungen für die einzelnen Bleche bis zu + 3/4 Nummern gestattet.

Werden Bleche in andern Lagergrößen verlangt, so dürfen die Dickenabweichungen für einzelne Bleche bis zu ± einer ganzen Nummer betragen. Wird die Dicke solcher Bleche in besonderen Größen, in Millimetern angegeben, so dürfen die Dicken, an den Längskanten der Bleche gemessen, von der verlangten abweichen

von unter	5	bis	2 mm	einschl.	um	0,25	mm
„ „	2	„	1 „	„	„	0,15	„
„ „	1	„	0,75 „	„	„	0,12	„
„ „	0,75	„	0,50 „	„	„	0,08	„
„ „	0,50 mm			„	„	0,06	„

Überschreiten die Bleche von

	bis einschl.	eine Länge von	oder eine Breite von
unter 5 mm (Nr. 2)	3 mm (Nr. 9)	4000 mm	1500 mm
„ 3 „ („ 9)	2 „ („ 13)	3500 „	1400 „
„ 2 „ („ 13)	1 „ („ 19)	3000 „	1250 „
„ 1 „ („ 19)	0,75 „ („ 21)	2500 „	1100 „
„ 0,75 „ („ 21)	0,50 „ („ 24)	2250 „	1000 „
„ 0,50 „ („ 24)	....	2000 „	800 „

so sind die Bleche so zu nehmen, wie sie fallen, wenn die dünnste Stelle von der verlangten Dicke nicht mehr als ± 10 % abweicht.

2. Bleche von 5 mm und größerer Dicke.

Für Abweichungen in der Dicke einer Platte ist folgende Tabelle maßgebend:

Blechbreite	Unterschied der kleinsten und größten Dicke bei verlangten Blechdicken in Millimetern			
	5—6,9 mm	7—9,9 mm	10—19,9 mm	20 und mehr mm
bis 1500 mm	1,2	1,1	1,0	0,9
1501 „ 2000 „	2,0	1,8	1,7	1,6
2001 „ 2500 „	2,8	2,5	2,4	2,2
2501 „ 3000 „	—	—	2,9	2,8
3001 und mehr „	—	—	3,4	3,2

Überschreiten die Bleche von

5— 6,9 mm	eine Breite von	2000 mm	oder eine Länge von	6000 mm
7— 9,9 „	„ „ „	2500 „	„ „ „ „	7500 „
10—19,9 „	„ „ „	3000 „	„ „ „ „	9000 „
20 u. mehr „	„ „ „	3250 „	„ „ „ „	10000 „

so sind die Bleche so zu nehmen, wie sie fallen, wenn die dünnste Stelle die verlangte Dicke nicht überschreitet.

c) Gewichtsabweichungen.

1. Bleche unter 5 mm Dicke.

Für die einzelnen Sorten Bleche sind die Über- und Untergewichte gestattet, welche in nachfolgender Tabelle in Prozenten angegeben sind:

	unter 5 mm (Nr. 2) bis einschl. 3 mm (Nr. 9)	unter 3 mm (Nr. 9) bis einschl. 1,5 mm (Nr. 15)	unter 1,5 mm (Nr. 15) bis einschl. 1 mm (Nr. 19)	unter 1 mm (Nr. 19) bis einschl. 0,5 mm (Nr. 24)	unter 0,5 mm (Nr. 24)
Bleche bis zu Lagergrößen	5 %	6 %	7 %	8 %	9 %
„ über „ bis zu den vorstehend angegebenen Maximalgrößen	7 %	8 %	9 %	10 %	11 %

Bleche, welche die vorstehend angegebenen Maximalgrößen überschreiten, sind bezüglich des Gewichtes so zu nehmen, wie sie fallen.

Werden Bleche in geringerer Anzahl 10 Stück von gleicher Größe bestellt, so dürfen die Gewichtsabweichungen um die Hälfte größer als wie in obiger Tabelle sein.

2. Bleche von 5 mm und größerer Dicke.

Einzelne Bleche sind abzunehmen, wenn deren Gewicht dasjenige nicht überschreitet, welches sich ergibt, wenn zu der bestellten Dicke 70 % der zulässigen Dickenabweichung addiert und mit dieser Dicke und der wirklichen Länge und Breite das theoretische Gewicht ermittelt wird. Das Untergewicht darf nicht mehr als 3 % betragen.

Bei Abnahme mehrerer Bleche ist eine Abweichung von ± 3 % gestattet mit Ausnahme derjenigen, welche die vorstehend angegebenen größten Maße überschreiten. Diese letzteren sind auch in größerer Stückzahl zu nehmen, wenn das Gewicht dasjenige nicht überschreitet, welches sich ergibt, wenn aus der bestellten Dicke + 70 % der zulässigen Dickenabweichung das theoretische Gewicht berechnet wird. Das Untergewicht darf nicht mehr als 5 % betragen.

Riffelbleche dürfen für alle Sorten ± 10 % in der Dicke und im Gewicht abweichen.

Werden Bleche nach Gütevorschriften bestellt, so haben dieselben folgenden Bedingungen zu genügen:

1. Ort und Kosten der Abnahme: Die Prüfung der Güte der Bleche hat auf dem erzeugenden Hüttenwerk stattzufinden, wobei letzteres alle Kosten, welche durch Bearbeitung der Stäbe, durch Vornahme der Proben und die Besichtigung der Bleche entstehen, zu tragen hat. Werden mehr Proben verlangt, wie unten festgelegt ist, so müssen dieselben gegen Extravergütung ausgeführt werden.

2. Proben: Zur Erkennung der Brauchbarkeit der aus Flußeisen gefertigten Bleche sind folgende Proben auszuführen:

Zerreiß- und Dehnungsproben,
Härtungs-Biegeproben,
Schmiedeproben,
Lochproben.

3. Auswahl und Beschaffenheit der Probestücke: Die Bleche werden in der Regel in nicht fertig beschnittenem Zustande zur Auswahl der Proben vorgelegt und die Probestreifen durch Abtrennen mit der Schere aus den Abfallenden entnommen. Probestücke von 5—35 mm Dicke, welche krumm oder windschief sind, dürfen warm gerade gerichtet werden, nach langsamem Erkalten müssen dieselben aber kalt auf die vorgeschriebene Form zugerichtet werden. Probestücke von dickeren Blechen werden durch Schmieden auf 25 mm Dicke warm ausgestreckt, dann gut ausgeglüht und gerichtet, im übrigen aber wie nicht geschmiedete Proben von 5—35 mm Dicke weiter behandelt und fertiggestellt. Zerreißproben erhalten auf eine Länge von mindestens 200 mm einen rechtwinkligen Querschnitt. Die eine Seite dieses Rechteckes ist die Blechdicke, die andere Seite ist je nach der Dicke der Bleche 20—40 mm groß.

Das Festhalten der Köpfe der Zerreißproben in der Maschine geschieht durch Backen mit Feilhieben, die den Probestreifen in der Walzhaut angreifen. Biege-, Schmiede- und Lochprobestreifen werden 30—60 mm breit genommen und dürfen an denselben die Längsseiten gehobelt und die scharfen Kanten gebrochen werden.

Zur Prüfung der Güte von Feinblechen und Riffelblechen werden nur Biegeproben gemacht.

4. Anzahl der Probestücke: Von den zur Auswahl der Proben vorgelegten Blechtafeln werden ausgewählt für

bei	Zerreißproben %	Biegeproben %	Schmiedeproben %	Lochproben %
Behälterblechen	2	2	—	2
Konstruktionsblechen	5	5	—	5
Schiffsblechen	5	5	5	5
Kesselblechen, welche				
a) in der Nähe des Feuerherdes liegen . . . . bis	100	100	50	25
b) zu anderen Teilen des Kessels benutzt werden, bis	25	25	10	10

und von denselben abwechselnd in der Längs- und Querrichtung Probestreifen für die Zerreiß-, Biege-, Schmiede- und Lochproben entnommen.

5. Festigkeit, Dehnung und Gütezahl. Es soll betragen die Festigkeit in Kilogramm pro Quadratmillimeter, die Dehnung in Prozent auf 200 mm Länge und die Gütezahl die Summe der beiden.

Bei Blechen von	5—7,9 mm			8—28 mm			über 28 mm		
in Güte der	Festigkeit	Dehnung	Güte	Festigkeit	Dehnung	Güte	Festigkeit	Dehnung	Güte
Konstruktionsbleche	36—43	18	57	35—42	20	58	34—41	22	59
Schiffsbleche	36—44	18	57	35—43	20	58	34—42	22	59
	für alle Dicken								
Kesselfeuerbleche . .	34—40	25	62						
Kesselmantelbleche .	36—42	22	61						

6. Biegeproben: Bei der Härtungsbiegeprobe werden die Streifen, längs oder quer in der Walzrichtung, gleichmäßig erwärmt und bei dunkelkirschroter Färbung in Wasser von 28° C. abgekühlt. Dieselben werden dann um einen Dorn gebogen, dessen Dicke bei Behälterblech der dreifachen, bei Schiffs- und Konstruktionsblechen der zweifachen und bei Kesselblechen der einfachen Dicke des Bleches entspricht, wenigstens aber 25 mm dick sein muß. Der Biegungswinkel ist für alle Bleche gleich 180°.

Der Biegungswinkel wird in Graden angegeben.

Der Streifen gilt als gebrochen, wenn sich auf der konvexen Seite in der Mitte der Biegungsstelle ein deutlicher Bruch im metallischen Eisen zeigt.

7. Schmiedeproben: Blechstreifen von ungefähr 50—60 mm Breite müssen in rotwarmem Zustande mit der Hammerfinne quer zur Walzrichtung mindestens auf das $1\frac{1}{2}$fache ihrer Breite ausgebreitet werden können, ohne an den Kanten und auf der Fläche Risse zu erhalten.

8. Lochproben: Blechstreifen, die in rotwarmem Zustande in einer Entfernung vom Rande gleich der halben Dicke des Streifens mit dem Lochstempel gelocht werden, dürfen dabei vom Loch nach der Kante nicht aufreißen.

Probestreifen, welche aus den Schrotträndern der Bleche entnommen sind, haben naturgemäß eine Dicke, welche von derjenigen des fertig beschnittenen Bleches mehr oder weniger abweicht.

D. Draht.

Es ist weder möglich noch zweckdienlich, für alle Drähte aus Flußeisen bzw. Flußstahl Qualitätsbedingungen festzustellen, weil die Verwendungszwecke derselben außerordentlich verschieden sind und jeder der letzteren besondere, teils höhere, teils niedrigere Qualitätsanforderungen bedingt, die sich in einen festen Rahmen schwerlich bringen lassen.

1. Gezogene Stiftdrähte, Zaundrähte und dergleichen.

Es kommen nur folgende Bestimmungen in Betracht:

a) Dichtigkeit: der Draht darf nicht langrissig oder splitterig sein.

b) Die Weichheit und Härte richtet sich nach der Verwendungsart.

c) Dicke: eine Abweichung von $2\frac{1}{2}$ % nach oben und unten ist gestattet.

2. Verzinkter geglühter Telegraphendraht (Flußeisen).

Es soll betragen:

Die Zerreißfestigkeit mindestens 40 kg auf das Quadratmillimeter.

Der Draht ist auf Torsionsfestigkeit unter Anwendung einer entsprechenden Vorrichtung bei einer freien Länge von 15 cm zu prüfen.

Draht von	6	5	4	3	2,5	2	1,7 mm Durchmesser
soll aushalten	16	19	23	28	30	32	38 Windungen.

Der Draht wird unter Anwendung einer entsprechenden Vorrichtung zwischen Klemmbacken von 10 bzw. 5 mm Halbmesser eingespannt und dann mittels eines Hebels um 180° bis zum Zerbrechen hin und her gebogen. Als einzelne Biegung um 180° wird die Biegung — abwechselnd nach rechts und links — um 90° und wieder in die Anfangsstellung zurück angesehen.

Draht von	6	5	4	3	2,5	2	1,7 mm Durchmesser
soll aushalten	6	7	8	8	10	14	16 Biegungen um einen Halbmesser
	von 10 mm				5 mm.		

3. Verzinkter Telephondraht (Flußstahl).

Es soll betragen:

Die Zerreißfestigkeit 130—140 kg auf das Quadratmillimeter.

Die Dehnung 5 % an einer eingespannten und bis zum Zerreißen belasteten Drahtlänge von 500 mm.

Biegungen wie bei Telegraphendraht über 5 mm Halbmesser

bei	2,5	2,2	2	1,8	1,6 mm Durchmesser
	4	6	7	8	10 Biegungen.

Kapitel VII.

Gießereiindustrie.

I. Eisenguß.

Solange der Betrieb der Hochöfen mittels Holzkohle vor sich ging, so lange wurden sämtliche Gußsachen direkt aus dem Hochofen gegossen; und auch heute noch ist bei den Holzkohlenhochöfen hierin keine Änderung eingetreten. Mit der Einführung des Koks als Hochofenbrennstoff und der Vergrößerung der Hochöfen ließ sich jedoch der direkte Guß aus dem Hochofen nicht mehr beibehalten, einerseits, weil durch den Koks das Eisen mehr verunreinigt wurde, und andererseits, weil man die großen Hochöfen nicht mehr so in der Hand hat, um genau die chemische Zusammensetzung des Roheisens vorher bestimmen zu können. Sticht man einen Hochofen sechsmal am Tage ab, so sammelt sich das Roheisen zwischen zwei Abstichen innerhalb eines Zeitraumes von vier Stunden; während dieser Zeit bildet sich die Hochofenschlacke allmählich, so daß die flüssigen Eisentropfen, welche ins Gestell fallen, im Laufe der Zeit eine immer stärkere

Schlackendecke zu passieren haben, wobei sie der Einwirkung der höheren Schlackentemperatur unterliegen, und zwar je nach der Höhe der Schlackendecke, d. i. je nach dem Ablassen der Schlacke in wechselndem Maße. Je größere Abmessungen das Hochofengestell besitzt und je länger die Zeit zwischen den einzelnen Abstichen andauert, desto häufiger und desto stärker treten jene Schwankungen zu Tage.

Da die Überführung des Siliziums ins Roheisen im besonderen von der im Gestell herrschenden Temperatur abhängt, so macht sich jene Ungleichförmigkeit des Hochofenbetriebes vor allem beim Erblasen von siliziumreichem Gießereiroheisen bemerkbar. Während man bei der Erzeugung von Gießereiroheisen Nr. 3 Schwankungen im Siliziumgehalt höchstens von 15—18 % erhält, können diese bis zu 37 % beim Gießereieisen Nr. 1 anwachsen. Die Unterschiede im Mangangehalte sind nur gering, weil Mangan hauptsächlich durch festen Kohlenstoff, d. i. Koks, reduziert wird; das Gleiche gilt vom Phosphorgehalt, der ebenfalls von den erwähnten Betriebsungleichförmigkeiten wenig beeinflußt wird. Nur der Schwefelgehalt zeigt noch Unterschiede, und zwar nicht nur wegen der Temperaturschwankungen im Hochofen, sondern wegen vorkommender Schwankungen im Feuchtigkeitsgehalte des Gebläsewindes. Meist sind aber die Schwankungen im Schwefelgehalt verhältnismäßig gering, wenn sie auch bei normalem Betriebe nach Untersuchungen von Wüst hie und da bis zu 50 % des Höchstschwefelgehaltes ausmachen können.

Wird aber das Koksroheisen in eine große Pfanne oder einen Mischer (Abb. 63) abgestochen, so gewinnt die Gleichmäßigkeit des Roheisens wieder wesentlich, weil das Roheisen beim Einströmen in die Pfanne eine gründliche Durcheinandermischung erleidet und weil durch die Länge der Zeit, innerhalb welcher das Eisen in der Pfanne steht, die Ausgleichung der Schwankungen in den einzelnen Bestandteilen erheblich gefördert wird. Gießereien, welche mit Kokshochöfen verbunden sind, können auf diese Weise gewisse Gußsachen direkt aus dem Hochofen gießen, wenn sie flüssiges Hochofenroheisen durch einen Mischer schicken und in gewissem Prozentsatz mit anderem vorher umgeschmolzenem Eisen mischen; so werden z. B. Röhren aus einer Mischung hergestellt, die bis zu 75 % aus flüssigem Koksroheisen besteht.

Da aber der direkte Hochofenguß nur bei Massenfabrikation möglich ist, so bleibt in anderen Fällen ein Umschmelzen der Roheisenmasseln nötig, indem dann durch Mischen oder „Gattieren“ von Roheisen verschiedener Qualität Gelegenheit geboten wird, nicht nur die chemische Zusammensetzung des Gusses genau zu regeln, sondern auch durch Änderungen in der Gattierung innerhalb kurzer Zeit eine Änderung der Qualität des Gusses zu erzielen. Zum Umschmelzen

des Gießereiroheisens bedient man sich des Kupolofens, des Flammofens oder des Tiegelofens. Bei ersterem behält das Eisen infolge von Kohlenstoffaufnahme aus dem Koks stets einen hohen Kohlenstoffgehalt, während im Flammofen infolge der Einwirkung der sauerstoffreichen Steinkohlengase auf das Eisenbad eine Entkohlung stattfindet, daher benutzt man den Kupolofen zur Herstellung von kohlenstoffreichem weichem Guß und den Flammofen für die Herstellung von mehr oder weniger hartem Guß, z. B. Walzen, zumal in dem Flammofen oft schwere große Stücke umgeschmolzen werden können. Im Tiegelofen wird das Eisen durch äußere Erhitzung zum Schmelzen



Abb. 63. Roheisenmischer. Nach Benrather Maschinenfabrik A.-G., Düsseldorf.

gebracht, es kommt gar nicht mit Brennstoff oder Gasen in Berührung, so daß in dieser Hinsicht keine nachteiligen Einwirkungen auf die Qualität des Gusses eintreten können.

1. Kupolofenguß.

Die Einführung der Kupolöfen erfolgte um 1790 zum Umschmelzen des Roheisen durch den Engländer Wilkinson. Der Kupolofen besteht gemäß Abbildung 64 aus einem zylindrischen Schacht aus feuerfesten Steinen, der mit einem Blechmantel umgeben ist. Der obere Teil des Schachtes hat meist eine $^1/_3$ geringere Ausmauerung als der untere, damit einerseits infolge des größeren Schachtquer-

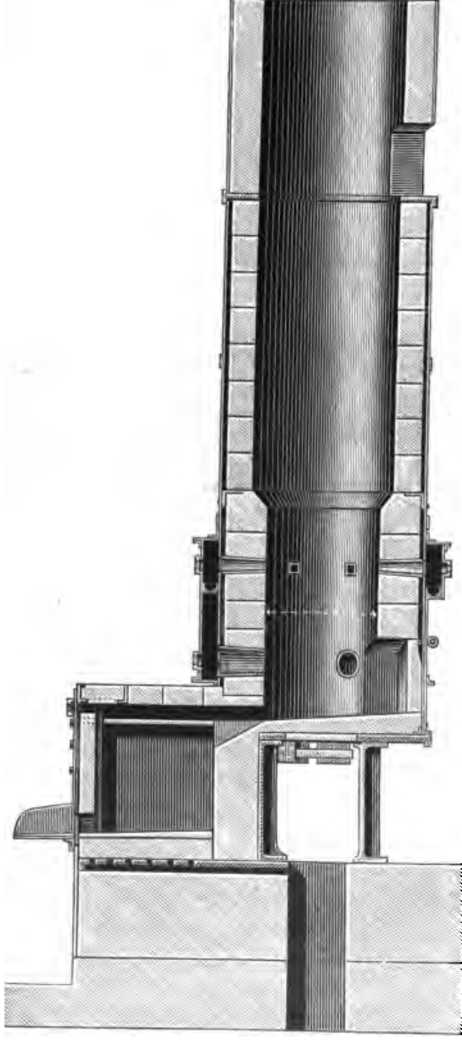


Abb. 64. Kupolofen.
Nach Ledebur, Technologie. 3. Aufl.

schnittes die aufsteigenden Gase besser ihre Wärme an die an der Gicht des Ofens aufgegebenen Materialien abgeben und andererseits damit der im unteren Teil durch die Formen eingeblasene Wind leichter bis zur Mitte des Ofens dringt. Die Zuführung des Gebläsewindes geschieht zunächst in einen an den Blechmantel genieteten eisernen Ringkasten, aus dem die eingeblasene Luft dann durch die Formen in den Ofen eintritt. Zur Erzielung einer möglichst vollkommenen Verbrennung, d. h. Kohlensäurebildung, legt man vielfach zwei Reihen Düsen an, eine obere und eine untere, auf daß der durch die obere Formenreihe eingeblasene Sauerstoff sich mit den noch nicht verbrannten Gasen, d. h. dem Kohlenoxyd, verbinde. Unterhalb der Formen befindet sich das Schlackenloch und darunter das Abstichloch für das Eisen, das sich auf dem Boden ansammelt. Das flüssige Eisen wird entweder direkt zum Gießen in eine Pfanne abgestochen, oder es fließt erst in einen Vorherd, um sich dort zu mischen und eine gleichmäßige Zusammensetzung zu erhalten; hierzu befähigt sich der Vorherd im höheren Grade als eine Pfanne, da das Eisen unter der Schlackendecke länger dünnflüssig bleibt als in der offenen Pfanne, zumal der Vorherd auch besser vorgewärmt werden kann.

Die Leistungsfähigkeit des Kupolofens hängt wesentlich von seinem Querschnitt ab, wie die nachstehende Übersicht (S. 139) ersehen läßt.

Eisen stündlich t	Lichte Weite des ausgemauerten Kupolofens mm
1/2	400 — 450
1 1/2 — 2	550 — 600
3 — 4	700 — 800
5 — 7	1000 — 1100
10 — 12	1350 — 1400
16 — 20	1600 — 1800

Die Inbetriebsetzung des Kupolofens vollzieht sich in der Weise, daß der Ofen von der Gicht aus zuvörderst bis zu einem Drittel mit sogenanntem „Füllkoks“ angefüllt wird. Sodann folgt abwechselnd eine Eisen- und eine Koksgicht und zwar etwa im Gewichtsverhältnis 10 : 1, sowie ein Fünftel des Koksgewichts an Kalkstein als Zuschlag. Der Wind wird in den Ofen mittelst Kapselgebläses oder Zentrifugalventilatoren oder durch Absaugen der Verbrennungsgase mittelst Dampfstrahls eingeführt. Eine Erhitzung des Windes wie beim Hochofen findet nicht statt, da sie die Kohlenoxydbildung, d. h. eine unvollkommene Verbrennung, fördern würde; nur bei hohem Schwefelgehalt des Koks wärmt man den Wind durch Umleitung um den Kupolofen bis 80° vor, um einen höheren Kalkzuschlag setzen zu können, ohne Schwerschmelzbarkeit der Schlacke befürchten zu müssen.

Der Winddruck steigt mit der lichten Weite und der Höhe des Ofens, wie die folgende Tabelle ergibt.

Lichte Weite mm	Gesamthöhe m	Winddruck cm Wassersäule
500	3,25	25
750	4,25	30
1000	5,50	40
1700	10,00	80

Beim Durchgang durch den Kupolofen erleidet das Eisen unter dem Einfluß des oxydierenden Gasstromes und des weißglühenden Koks verschiedene Veränderungen. Der Oxydation unterliegt als erster Bestandteil des Eisens das Mangan, so daß dieses durch seine eigene Verbrennung die Oxydation der anderen Bestandteile hemmt; je mehr Wind in den Ofen eingeblasen wird, d. h. je größer die Sauerstoffmenge, desto mehr Mangan verbrennt.

Das Gleiche gilt von dem nächstoxydationsfähigen Bestandteile, dem Silizium, dessen prozentuale Abnahme außerdem von der Höhe seines ursprünglichen Gehaltes abhängt, indem der Siliziumverlust sich um so größer stellt, je mehr Silizium im Roheisen enthalten ist. Schließlich wirken die oxydierenden Gase noch auf den Kohlenstoffgehalt des Roheisens ein, sodaß sich dieser im oberen Teile des Ofens vermindert; sobald aber das flüssige Eisen mit dem weißglühenden

Koks in Berührung kommt, findet wieder eine Kohlenstoffanreicherung statt, und zwar desto mehr je höher die Koksschicht ist. Gleichzeitig verbindet sich noch ein Teil Mangan mit einem Teil Schwefel aus dem Koks und geht als Sulfid in die Schlacke; der nicht gebundene Schwefel bildet teils mit dem Zuschlagkalk Schlacke, teils geht er in das Eisen über. Der Phosphor des Koks wird ganz vom Eisen aufgenommen, spielt aber bei seinem geringen Gehalte keine Rolle. Im allgemeinen tritt beim Umschmelzen des Roheisens im Kupolofen ein Siliziumverlust von 15%, ein Manganverlust von 30% und eine Schwefelzunahme von 50% ein. Die Kupolofenschlacke hat etwa folgende Zusammensetzung:

Kupolofenschlacken-Analyse.

Kieselsäure	50 %
Tonerde	10 %
Eisenoxydul	10—15 %
Manganoxydul	3— 5 %
Kalk	15 %
Magnesia	2 %

Der Eisengehalt der Schlacke macht nur etwa 1—1½% der aufgegebenen Eisenmenge aus; in Wirklichkeit aber stellt sich der Eisenverlust mit Rücksicht auf das mechanisch in die Schlacke eingeschlossene Eisen bis auf 6%. Dieses mechanisch eingeschlossene Eisen läßt sich durch Aufbereitung wiedergewinnen. Die Gichtgase der Kupolöfen haben nicht den Brennwert wie die Hochofengichtgase; sie werden aber vereinzelt zum Einschmelzen von Bronze in Tiegeln usw. benutzt.

Kupolofengichtgase-Analyse.

	Gebläsekupolofen		Saugkupolofen
	I	II	III
Kohlensäure	16,4	13,8	11,7
Kohlenoxyd	3,9	4,0	3,4
Stickstoff	79,7	—	—
Sauerstoff	—	—	8,2

Der Wärmehaushalt eines Kupolofens stellt sich nach Prof. Osann wie folgt:

Schmelzen und Überhitzen des Eisens	63 %
Schmelzen der Schlacke	2,9%
Austreibung der Kohlensäure aus Kalk	3,5 %
Verdampfung des Wassers aus Koks	0,7 %
Verlust durch Gichtgaswärme	15,8 %
Verlust durch Ausstrahlung	14,1 %
Summa	100 %

Die Gattierung beim Kupolofenprozeß geschah früher einfach durch Mischung von feinkörnigem mit grobkörnigem Roheisen, wobei man unter „Korn“ die Gesamtheit der Absonderungsflächen des Ge-

füges versteht. Die Absonderungsflächen entstehen dadurch, daß beim Erstarren des grauen Roheisens sich der im flüssigen Eisen gelöste Kohlenstoff zum Teil in kristallinischen Täfelchen als Graphit absondert und zwischen dem Eisen in mehr oder weniger gleichmäßiger Weise ablagert. Die Größe der einzelnen Graphitblätter steigt bei grobkörnigem Roheisen bis zu 5 mm Durchmesser, während man bei Feinkorn manchmal kaum mit unbewaffnetem Auge die einzelnen Flächen zu erkennen und zu unterscheiden vermag. Die Bildung des Graphits im Gießereiroheisen findet seine Erklärung darin, daß graues Roheisen in flüssigem Zustande größere Mengen Silizium und Kohlenstoff nebeneinander in Lösung enthalten kann als erstarrtes: Das Silizium verdrängt beim Erstarren als der stärkere Körper den Kohlenstoff aus seiner Lösung und dieser nimmt dann graphitische Gestalt an. Je höher der Siliziumgehalt des Roheisens ist, desto stärker tritt die Graphitausscheidung hervor, und bei 6 % Silizium zeigen sich kaum noch Spuren des Kohlenstoffs in anderer als graphitischer Form; bei sinkendem Siliziumgehalt verliert sich andererseits die Fähigkeit, beim Erstarren Graphit abzusondern, immer mehr, so daß sich das graue Eisen zuletzt in weißes umwandelt.

Wenn nun auch das Silizium die treibende Ursache zur Ausscheidung des Graphits und somit zur Bildung des grobkörnigen Roheisens ist, so wird doch die Menge des Graphits in nicht unerheblicher Weise von Nebenumständen beeinflußt. Zunächst wird mit zunehmendem Siliziumgehalt das Lösungsvermögen des flüssigen Eisens für Kohlenstoff schwächer und der Gesamtkohlenstoffgehalt niedriger, so daß dann auch die ausgeschiedene Graphitmenge entsprechend geringer ausfällt. Daher haben die siliziumreichen Roheisensorten zwar im Verhältnis zu ihrem Gesamtkohlenstoffgehalt prozentual mehr Graphit ausgeschieden, aber sie sind doch absolut graphitärmer als ein Gießereiroheisen mit mittlerem Silizium- und höherem Gesamtkohlenstoffgehalt, welches ein weit grobkörnigeres Gefüge zeigt. So hat Gießereiroheisen mit ca. 4 % Silizium vielfach dasselbe Feinkorn wie ein Eisen mit etwa $1^3/_4$ % Silizium, während die grobkörnigsten Marken etwa 2—$3^1/_2$ % Silizium enthalten, bei einem Gesamtkohlenstoffgehalt von 3,5—4,5 %, wovon etwa 3—4 % als Graphit vorhanden sind.

Ähnlich wie ein hoher Siliziumgehalt vermindert Schwefel den Gesamtkohlenstoffgehalt des Roheisens, und da er zugleich noch die Graphitbildung hindert, so ist die Folge, daß Roheisensorten, selbst mit 2—3 % Silizium bei höherem Prozentsatz an Schwefel, z. B. über 0,1 %, ein feinkörniges Aussehen erhalten. Mangan erhöht zwar den Gesamtkohlenstoffgehalt, wirkt aber andrerseits sehr scharf auf die Bindung des Kohlenstoffs in amorpher Gestalt hin, jedoch in normalem Gießereiroheisen erst bei einem höheren Mangangehalt als 1,5 %.

Nicht minder hängt die Graphitmenge von der Überhitzung des Roheisens im Hochofen ab. Je höher die Temperatur im Hochofengestell steigt, desto mehr wächst die Aufnahmefähigkeit des Eisens für Kohlenstoff und desto schneller vermag es sich mit Kohlenstoff zu sättigen. Hierdurch erklärt sich manchmal das vorzügliche und prunkvolle Grobkorn bei einem Roheisen mit nur 1,5% Silizium.

Ferner wirken noch die Abkühlungsverhältnisse des Roheisens auf die Graphit- und Kornbildung ein; je langsamer die Abkühlung vor sich geht, desto reichhaltiger erfolgt die Graphitausscheidung, wohingegen bei schneller Abkühlung dem Kohlenstoff die Gelegenheit, sich als Graphit abzusondern, erschwert und genommen wird; daher pflegt in ein eisernes Masselbett abgestochenes Roheisen wieder feinkörniger zu sein als in Sand gegossenes, und dicke Roheisenmasseln sehen dabei gewöhnlich grobkörniger aus als dünne.

Von den chemischen Bestandteilen des Gußeisens spielt demnach das Silizium die Hauptrolle, indem es die beiden Hauptfragen der Graugußherstellung

1. nach der Härte des Gußeisens und
2. nach der Höhe des Brucheisenzusatzes

in hinlänglich genauer und sicherer Weise beantwortet.

Was die erste Frage anbelangt, so hängt die Härte des Gußeisens vor allem von der Höhe des Graphitgehaltes ab, und da Silizium die Graphitausscheidung hervorruft, so bildet die Höhe des Siliziumgehaltes eine Richtschnur für die Härte und die Weichheit eines Gußstückes. Je mehr Silizium, d. i. also Graphit, ein Gußstück aufweist, desto weicher ist es, bei niedrigem Siliziumgehalt härtet der Kohlenstoff in gebundener Form das Eisen.

Dieselben Beziehungen, welche zwischen dem Siliziumgehalt und der Härte des Gußeisens vorherrschen, bestehen auch zwischen dem Siliziumgehalt und der Wandstärke des Gußstückes; dünnwandige Gußstücke haben wegen ihres schnelleren Erstarrens weniger Zeit für die Graphitausscheidung als dickwandige, so daß erstere höheren Siliziumgehalt, letztere geringeren vorschreiben. Dementsprechend erfordern:

Gußstücke	Wandstärke mm	Silizium %
1. sehr weiche	unter 10	3,00—2,30
2. weiche	10—20	2,30—2,10
3. mäßig weiche	20—30	2,10—1,90
4. nicht besonders weiche	30—40	1,90—1,70
5. mäßig harte	40—60	1,70—1,50
6. harte	60—100	1,50—1,30
7. sehr harte	über 100	1,30—1,00

Hinsichtlich der zweiten Frage spielt ebenfalls die durch das Silizium hervorgerufene Graphitausscheidung in erster Linie mit, insofern

nämlich durch die Anwesenheit des Graphits das Gießereiroheisen beim Umschmelzen grau bleibt. Je mehr Silizium also ein Gießereiroheisen enthält, desto öfter läßt es sich im Kupolofen umschmelzen, ohne weiß zu werden. Gießereiroheisen mit 3,5% Silizium pflegt erst nach 8—10maligem Umschmelzen sein graues Aussehen zu verlieren, und solches mit 2% Silizium kann noch ein 5—6maliges Umschmelzen vertragen, ehe es vollständig in weißes Eisen umgewandelt wird.

Aus folgender Tabelle des Hüttendirektors C. Müller lassen sich die Veränderungen in der chemischen Zusammensetzung des Roheisens durch mehrmaliges Umschmelzen im Kupolofen ersehen:

Roheisenzusammensetzung.

	Silizium	Graphit	Gebundener Kohlenstoff	Mangan	Phosphor	Schwefel
	%	%	%	%	%	%
Vor dem Umschmelzen	2,97	3,61	0,28	0,71	0,68	0,024
Nach 1maligem Umschmelzen	2,74	3,47	0,34	0,48	0,71	0,025
" 2 " "	2,47	3,30	0,59	0,46	0,70	0,031
" 3 " "	2,18	3,04	0,71	0,41	0,72	0,034
" 4 " "	2,07	2,93	0,79	0,42	0,74	0,045
" 5 " "	1,81	2,80	0,87	0,39	0,73	0,049
" 6 " "	1,65	2,64	0,92	0,35	0,75	0,059

Je häufiger aber ein Roheisen umgeschmolzen werden kann, desto mehr Brucheisen kann man ihm zusetzen, desto wertvoller ist es also mit anderen Worten. Hat man z. B. Brucheisen mit 1,7% Silizium zur Verfügung und will mittelweichen Grauguß von 25 mm Wandstärke herstellen, so ermöglicht ein Gießereiroheisen mit 2,5% Silizium nur einen Zusatz von 10% Brucheisen, während Roheisen mit 3,5% Silizium bei 60% Bruchzuschlag noch dasselbe Ergebnis gemäß nachstehender Rechnung erbringt:

		Silizium
I.	90 kg Gießereiroheisen mit 2,5% Silizium .	2,25%
	10 kg Bruch mit 1,7% Silizium	0,17%
	100 kg Gattierung enthalten	2,42%
	ab 15% Abbrand	0,36%
	Gußstück	2,06%
II.	40 kg Gießereiroheisen mit 3,5% Silizium .	1,40%
	60 kg Bruch mit 1,7% Silizium	1,02%
	100 kg Gattierung enthalten	2,42%
	ab 15% Abbrand	0,36%
	Gußstück	2,06%

2. Flammofenguß.

Die Benutzung des Flammofens zum Umschmelzen von Gießereiroheisen kam zuerst in Cumberland auf, woselbst schon 1765 derartige Öfen in Betrieb standen. Der Flammofen ist weniger ge-

bräuchlich als der Kupolofen, weil das Eisen stärkeren Abbrand an Silizium, Mangan, sowie auch an Kohlenstoff erfährt, und weil der Brennstoffverbrauch sich bedeutend höher stellt als dort; er findet daher nur in den Fällen Anwendung, wo starke Oxydationsverluste nichts schaden bzw. erwünscht sind, z. B. bei Walzenguß, oder wo große Stücke umgeschmolzen werden müssen. Letzteres ist möglich, weil der Flammofen nicht wie der Kupolofen einen vertikalen Schacht besitzt, sondern horizontale Bauart hat, so daß die großen Stücke durch eine seitlich angebrachte Tür ohne Schwierigkeit in den Ofen gebracht werden können.

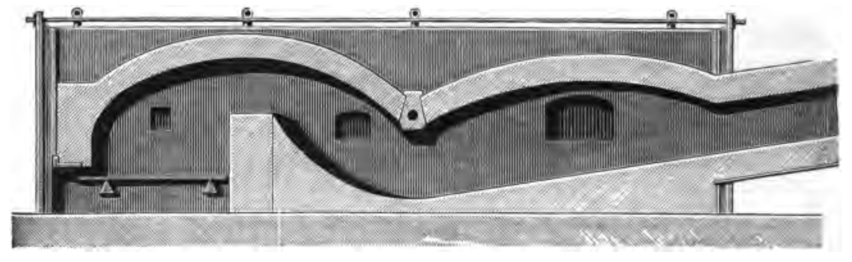


Abb. 65. Flammofen. Nach Ledebur, Technologie.

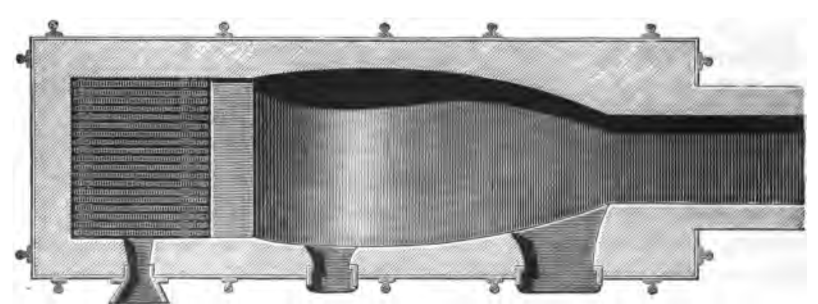


Abb. 66. Flammofen. Nach Ledebur, Technologie.

Der Flammofen besteht gemäß Abbildung 65 und 66 aus einem Herdraum, der auf der einen Seite durch eine Feuerbrücke von dem Rost getrennt ist und nach der andern Seite hin sich bis zum Fuchse zu mehr und mehr verengt; am tiefsten Punkte des Herdes befindet sich das Abstichloch, das mit einem Tonpfropfen verschlossen gehalten wird. Das Gewölbe des Ofens wird kurz hinter der Feuerbrücke heruntergezogen, damit sich die Feuergase gut mischen. Für die Konstruktion der Flammöfen gelten etwa folgende Regeln:

Herdlänge ..... = 3 — 6 m,
Herdfläche ..... = 0,5 — 1,0 qm pro t Guß
Rostfläche...... = $^1/_3$ der Herdfläche,
Fuchsquerschnitt = $^1/_8$ — $^1/_{10}$ der Rostfläche,
Essenfläche .... = $^1/_5$ der Rostfläche,
Essenhöhe...... = 25 m.

Die durch Kohlenverbrennung auf dem Rost entstehenden Feuergase vermögen nur die Oberfläche des Herdinhaltes auf ihrem Wege zur Esse zu bestreichen, infolgedessen erklärt es sich, daß zum Schmelzen des Eisens im Durchschnitt 50—60% des Schmelzgutes an Kohle verbraucht werden; die Schmelzzeit beträgt 6 Stunden bei einem kalten Ofen und 4 Stunden bei einem vorgewärmten Ofen. Je höher die Ofentemperatur sein soll, desto vollkommener muß die Verbrennung sein, d. h. um so viel mehr Sauerstoff muß zutreten; dieser aber ruft wieder eine stärkere Oxydation hervor. Man rechnet gewöhnlich, daß Mangan zur Hälfte, Silizium zum Drittel und Kohlenstoff zum Sechstel verbrennt. Solange genügend Mangan vorhanden ist, werden Silizium und Kohlenstoff weniger angegriffen und der Kohlenstoff überhaupt erst, wenn von den beiden anderen Bestandteilen schon der größtmögliche Teil oxydiert ist. Der Abbrand stellt sich insgesamt (inkl. mechanischer Eisenverluste) auf 5—8%.

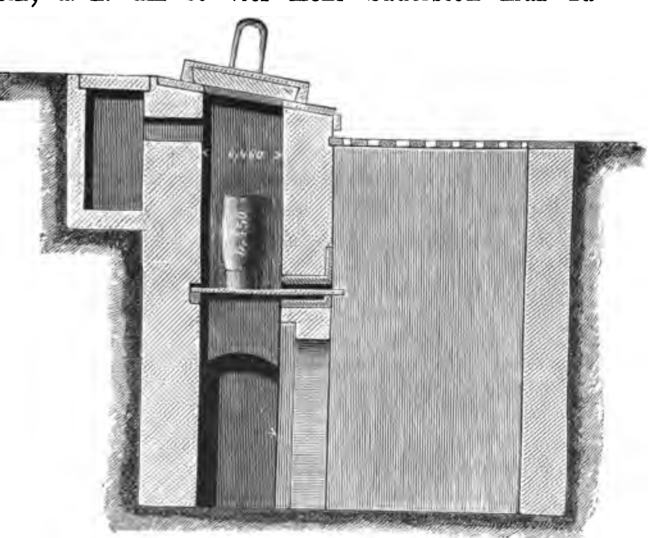


Abb. 67. Tiegelofen. Nach Ledebur, Eisenhüttenkunde.

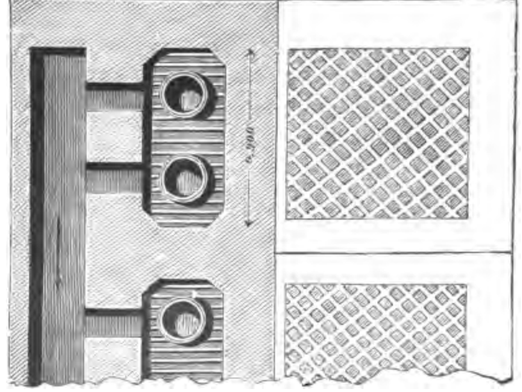


Abb. 68. Tiegelofen. Nach Ledebur, Eisenhüttenkunde.

3. Tiegelofenguß.

Der Tiegelofen ist der älteste, aber auch der unrentabelste Umschmelzofen für Roheisen; er wird daher nur zur Herstellung von Qualitätsguß benutzt, wozu er sich, weil das Eisen in ihm keine Verunreinigungen aufnehmen kann, besonders eignet. Am häufigsten verwendet man einen Tiegelofen, wie er in Abbildung

67 und 68 für zwei Tiegel dargestellt ist. Selten hat man mehr als vier Tiegel in einem Ofen, weil die Gleichmäßigkeit der Erhitzung darunter leiden würde.

Die Tiegel stehen in einem schmalen, an der Gicht mit Deckel verschlossenen Schacht, und zwar auf einem Rost, der zugleich mit dem Aschenfall von einem größeren Schacht aus (rechts im Bilde) bedient wird, der oben mit abnehmbaren durchbrochenen Gußplatten abgedeckt ist. Um die Tiegel herum wird Koks ausgeschüttet, durch dessen Verbrennung die Tiegel erhitzt und der Einsatz geschmolzen wird; die Verbrennungsgase ziehen durch den oberhalb der Tiegel befindlichen Fuchs nach der Esse ab. Da die zur Verbrennung nötige Luft erst oberhalb des Rostes eintritt, also die Temperatur unmittelbar auf dem Rost nicht hoch ist, so setzt man jeden Tiegel auf einen ca. 10 cm hohen Untersatz aus feuerfestem Ton, damit auch der Boden des Tiegels gut erhitzt wird. Im allgemeinen rechnet man mit folgenden Abmessungen bei dem Bau von Tiegelöfen:

Inhalt des Tiegels	= 30—70 kg,
Höhe des Tiegels	= 0,50 m,
Höhe des Ofens	= 1,00 m,
Raum zwischen Tiegel und Ofenwand	= 6 cm,
Querschnitte der zu einem Ofen gehörenden Füchse	= $^1/_8$—$^1/_4$ des Ofenquerschnitts
Querschnitt der Esse	= $^1/_6$—$^1/_3$ " "
Höhe der Esse	= 15 m.

Das Roheisen, welches klein zerschlagen in den Tiegel gebracht wird, erleidet, selbst wenn der Tiegel noch mit einem Deckel versehen ist, doch einige kleine Veränderungen. Einerseits enthält der Tiegel immer etwas Luft, wodurch Mangan, Silizium und Kohlenstoff verbrannt werden, andererseits verbindet sich Kohlenstoff, sowie Mangan mit der Kieselsäure der Tiegel, so daß Silizium reduziert wird und der Siliziumgehalt des Eisens sich erhöht; auch der Schwefelgehalt kann abnehmen, indem sich durch den Kohlenstoff Schwefelkohlenstoff bildet.

Die Schmelzzeit im Tiegel dauert drei Stunden ohne und eine Stunde mit Vorwärmung. Der Brennstoffverbrauch des Tiegelofens beträgt etwa 100 % des Schmelzgutes. Die Wärmebilanz stellt sich etwa wie folgt:

Tiegelofen-Wärmebilanz.

Verlust durch die Fuchsgase	40 %
" " unvollständige Verbrennung	25 %
" " Strahlung und Leitung	30 %
Zum Schmelzen des Eisens verbraucht	5 %
Summa	100 %

Da bei dem beschriebenen Tiegelofen der Tiegel mit einer Zange aus dem Schachtofen herausgeholt werden muß, wobei die Tiegel leicht zerstört werden, so wendet man auch tragbare Tiegelöfen an; hiermit verbindet sich zugleich der weitere Vorteil, daß man größere Tiegel bis zu 300 kg anwenden kann. Derartige Tiegelöfen wurden von dem Franzosen Piat eingeführt, der auch den Tiegelofen zuerst statt des Essenzuges mittels Unterwindgebläses betrieb.

Zur besseren Ausnutzung der Wärme setzt Baumann in Zürich auf den Tiegel noch einen Aufsatz, den sogenannten „Vorwärmer", der mit Metall gefüllt wird, das dann durch die aufsteigenden Tiegelofengase vorgewärmt wird und nach dem Schmelzen des Tiegelinhalts in den Tiegel nachrückt. Der Inhalt des Vorwärmers ist bis zum Nachrutschen in den Tiegel der direkten Einwirkung der Feuergase ausgesetzt, weshalb die Anwendung dieses Wärme ersparenden Verfahrens in bestimmter Weise begrenzt ist.

Gießarbeit. Das Vergießen des umgeschmolzenen Roheisens erfolgt bei den Tiegelöfen meist direkt in die Gußform, bei den Kupol- und Flammöfen jedoch erst in eine Pfanne, aus der die großen Gußstücke unmittelbar und die kleinen mittels eines Gießlöffels oder einer kleinen Handpfanne gegossen werden.

Zur Herstellung der Gußformen dienen Modelle aus Holz, Lehm oder Eisen; man fertigt sie, da Gußeisen beim Erkalten um $^1/_{96}$ seiner Länge schwindet, diesem Schwindmaß entsprechend größer an. Je nachdem die Gußform aus Sand, Masse, Lehm, Eisen, d. h. Koquillen, gebildet ist, spricht man von Sandgußform, Masse- oder Lehmgußform, sowie von Koquillenform. Die Sandformen sind schnell und billig herzustellen und bewirken infolge ihres Feuchtigkeitsgehaltes ein im Vergleich zum Masseguß rascheres Erkalten des Gußstückes, so daß die bei Berührung mit dem feuchten Sande entstehenden Gasblasen nicht so leicht zu entweichen vermögen und die Gußstücke verunreinigen; man benutzt die Sandformen daher nur dort, wo es weniger auf gutes Aussehen der Gußstücke ankommt. Flache und nur einseitig zu bearbeitende Gußstücke drückt man einfach in den Sand des Gießhallenbodens ein, während alle anderen Formgebungen in mit Sand gefüllten Kästen erfolgen, und zwar entweder von Hand oder mittels Formmaschinen. Man nennt diese Art im besonderen Herdguß und Kastenguß.

Für Masse- oder Lehmformen kommt nur der Kastenguß in Betracht. Da die Masse (Mischung von Lehm und Sand) bildsamer ist als Sand, so findet die Masseform bei allen komplizierten Modellen Anwendung und besonders da, wo ein Zusammenstürzen der Form wegen der geringen Bindekraft des Sandes zu befürchten ist und wo auf Reinheit der Gußstücke Gewicht gelegt wird. Nach ihrer Fertigstellung wird die Masseform zur Entfernung der Feuchtigkeit getrocknet.

Die Koquillenform hat den Zweck, durch ihre hohe Wärmeleitungsfähigkeit das flüssige Gußeisen rasch und plötzlich zum Erstarren zu bringen, so daß die im flüssigen Roheisen vorhandene Härtungskohle als solche mehr oder weniger vorhanden bleibt und das Eisen demgemäß an der Oberfläche weiß und hart wird; nach dem Innern zu wird die Abschreckung immer geringer und mithin das Gußstück immer weniger weiß und weniger hart; die strahlenartig von der Oberfläche ausgehenden weißen Fasern verlaufen sich unmerklich in einer Schicht halbierten Eisens, welche ihrerseits allmählich in graues feinkörniges Eisen übergeht. Je dicker die Wandstärke der Koquillen im Verhältnis zur Dicke des Gußstückes und je niedriger die Temperatur des flüssigen Eisens ist, desto schneller erstarrt das Eisen und desto stärker fällt die Härtung aus; je niedriger ferner der Siliziumgehalt, desto größer die Härtung und Abschreckung, wie die nachstehende Übersicht zeigt:

Bei	0,3 %	Silizium	beträgt	die	Abschreckung	38 mm
„	0,4 %	„	„	„	„	24 mm
„	0,5 %	„	„	„	„	16 mm
„	0,7 %	„	„	„	„	6 mm
„	1,0 %	„	„	„	„	3 mm

Die Koquillenform wird benutzt in allen den Fällen, in denen möglichst große Härte und Festigkeit verlangt wird, wie bei Hartwalzen, Eisenbahnwagenrädern, Ambossen, Gesenken, Panzerplatten usw. Man bezeichnet den Koquillenguß, der besonders in Deutschland große Bedeutung besitzt, gewöhnlich als „Hartguß“.

II. Stahlguß.

Der Stahlguß unterscheidet sich vom Eisenguß durch größere Elastizität, Festigkeit und Widerstandsfähigkeit gegen mechanische Abnutzung bei gleichzeitig geringem Gewicht. Zuerst wurde Stahlguß von dem technischen Direktor des Bochumer Vereins Jakob Meyer dargestellt, dem es 1851 gelang, Kirchenglocken aus Tiegelstahl zu gießen; im Jahre 1867 erfolgte die Einführung des Martinstahlgusses durch Krupp in Essen (Betriebschef Fritz Osann), und die des Bessemerstahlgusses fand erst im letzten Jahrzehnt des vorigen Jahrhunderts statt.

1. Tiegelstahlformguß. Das Verfahren gleicht im allgemeinen dem im Kapitel IV beschriebenen zur Tiegelstahlerzeugung; jedoch kann im Gegensatz zur Tiegelstahlerzeugung für Werkzeugstahl beim Tiegelformguß auch Bessemer- und Martinstahl neben dem Schweißstahl eingesetzt werden, ebenso auch Hämatitroheisen, wodurch sich die Gestehungskosten nicht unwesentlich verbilligen. Der höhere Siliziumgehalt des Hämatits schadet nicht, da durch ihn der Guß

dichter wird; bis 0,7 % Silizium sind im Tiegelformguß zulässig. Der Kohlenstoffgehalt stellt sich im allgemeinen niedriger, sofern es nicht gerade auf hohen Härtegrad ankommt; Phosphor darf bis 0,15 % steigen. Nachstehend einige Analysen von Tiegelstahlgußstücken nach Ledebur:

Tiegelstahlformenguß-Analysen.

	Glocken %	Ringe für Erzwalzen %	Scheibenräder, Herzstücke %	Kleinere Maschinenteile %
Kohlenstoff	1,30	1,10	0,80	0,50
Silizium	0,35	0,30	0,25	0,20
Mangan	0,80	0,70	0,60	0,50

2. Martinstahlformguß. Wie erwähnt, wird für Martinstahlformguß vorwiegend das saure Verfahren angewandt. Der Herd des sauren Martinofens erhält ein saures Futter von Dinasziegeln. Die Herdgröße ist geringer wie beim basischen Prozeß, der wegen des erforderlichen Kalkzuschlages eine größere Schlackenmenge besitzt; man nimmt die Herdgröße nicht $^2/_3$, sondern nur $^1/_3$ größer, als das Metallbad für sich erfordert; aus demselben Grunde stellt sich die Herdtiefe ebenfalls kleiner. Die Fassung des sauren Martinofens wechselt zwischen $2^1/_2$—30 t.

Da die sauren Martinöfen kleinere Dimensionen besitzen als die basischen, welche der Massenfabrikation dienen, so schmilzt man in dem sauren Ofen erst das Roheisen ein, bevor man das Alteisen einsetzt, damit letzteres nicht der Einwirkung der Flamme lange ausgesetzt bleibt und mehr oder minder verschlackt wird, sondern schnell sich in dem flüssigen Roheisen löst.

Sehr viel Sorgfalt erfordert beim sauren Prozeß die Auswahl des Schrotts, weil der Phosphorgehalt, wie beim Bessemerverfahren, nur gering sein darf; der Einsatz soll nicht mehr als 0,1 % Phosphor enthalten. Das Gleiche gilt vom Schwefel, der auf dem sauren Herd nicht abgeschieden werden kann.

Der chemische Verlauf des sauren Prozesses stellt sich insofern anders wie der des basischen Verfahrens, als der Einsatz manganreicher genommen wird, um die Aufnahme von Eisenoxydul zu verhindern; das Mangan wird nun infolge der sauren Schlacke schneller verschlackt, so daß hierdurch andererseits Kohlenstoff und Silizium länger vor der Verbrennung geschützt bleiben.

Mit Rücksicht auf die hohen Produktionsmengen, welche im Martinofen erzeugt werden, eignet sich das Metall vorzugsweise für massige Stücke, weniger zum Guß dünnwandiger Stücke, da das Material im allgemeinen nicht besonders dünnflüssig ist. Die chemische Zusammensetzung von Martinstahlgußstücken geht aus folgender Übersicht nach Ledebur hervor:

Martinstahlformguß-Analysen.

	Schuhe des Eifelturmes %	Maschinenteile %	Getriebe %
Kohlenstoff	0,22	0,50	0,40
Silizium	0,20	0,25	0,40
Mangan	0,52	0,70	1,00

Die Schlacke hat im Vergleich zur basischen Martinschlacke mehr Wert für den Hochofenbetrieb, weil sie mehr Eisen und Mangan enthält, allerdings auch mehr Kieselsäure, im Mittel etwa:

Saure Martinschlacken-Analyse.

Kieselsäure	50 %
Tonerde	3 %
Manganoxydul	15 %
Eisenoxydul	30 %
Kalk	2 %
Summa	100 %

3. Klein-Bessemerstahlformguß. Während der Martinofen ständig im Betrieb gehalten werden muß, also besonders bei großem Bedarf rentabel ist, unterliegt die Klein-Bessemerbirne keinem Produktionszwang; sie paßt sich jeweilig dem Bedarf an und läßt sich leicht in und außer Betrieb setzen.

Die Klein-Bessemerbirnen gleichen in ihrem Aussehen gemeiniglich dem Bessemerkonverter, nur sind sie etwa 10 % kleiner. Abbildung 69 zeigt eine Klein-Bessemerbirne, wie sie durch eine Rinne aus dem Kupolofen mit Roheisen gefüllt wird. Die Luftzuführung geschieht im Gegensatz zum Bessemerkonverter nicht durch den Boden, sondern mittels seitlich angebrachter Düsen, welche teils mit einer Düsenreihe unter die Oberfläche des Bades bzw. unter einem gewissen Neigungswinkel auf das Bad, teils mit zwei Düsenreihen übereinander parallel zur Oberfläche auf das Bad blasen. Der Einsatz besteht gewöhnlich aus einem Roheisen mit 2—3 % Silizium, 1 % Mangan, bis 0,15 % Phosphor und unter 0,1 % Schwefel. Das in bekannter Weise entkohlte Material wird mit etwas Spiegeleisen oder Mangan zurückgekohlt und desoxydiert. Zur Erhöhung der Festigkeit setzt man nötigenfalls dem Stahl in der Pfanne noch zerstoßenen Koks zu. Das Chargengewicht wechselt im allgemeinen zwischen 500 kg und 2000 kg. Der Abbrand beträgt etwa 15 %.

Klein-Bessemerstahlformguß-Analyse.

Kohlenstoff	0,2—0,3 %
Silizium	0,2—0,3 %
Mangan	0,3—0,5 %

Infolge der hohen Temperatur in der Bessemerbirne ist der Stahl sehr hitzig und flüssig und läßt sich ohne weiteres zum Guß sperriger und dünnwandiger Stücke verwenden; ferner ermöglicht die Klein-



Abb. 69. Klein-Bessemerbirne.

Bessemerei es, aus einem Abstich leicht verschiedene Qualitäten und Härten des Stahls zu erzeugen, so daß sie bei wechselndem Bedarf an Guß in kleinerem Gewicht und geringen Abmessungen angebracht ist.

Da der Stahlformguß eine höhere Temperatur besitzt als der Eisenguß, so müssen die Gußformen aus feuerfestem Material gemacht und gebrannt werden. Die Formmasse wird dadurch aber hart und spröde und gibt nicht nach, wenn das eingegossene Metall schwindet, ein Nachteil, der um so mehr ins Gewicht fällt, als Stahlguß doppelt so stark schwindet als Eisenguß. Zur Vermeidung von Spannungen glüht man daher insbesondere Stahlgußstücke von größerer Flächenausdehnung, indem man sie in einem Glühofen bei einer Temperatur von ca. 800° gleichmäßig erwärmt und so die Spannungen ausgleicht.

Was die Stahlformgußerzeugnisse anbelangt, so kann man diese nach Krupp in fünf Gruppen mit nachfolgenden Anforderungen einteilen:

a) Dynamostahl.

Analyse:

Kohlenstoff	0,1—0,15 %
Silizium	0,2—0,4 %
Mangan	0,2—0,3 %
Phosphor	Spuren
Schwefel	Spuren

Die Festigkeit beträgt unter 40 kg, die Dehnung über 20 %.

b) Formguß für Schiffbau, Lokomotivbau und allgemeinen Maschinenbau.

Analyse:

Kohlenstoff	0,25—0,30 %
Silizium	0,3 %
Mangan	0,30—0,50 %

Die Festigkeit beträgt meist 40—50 kg. Im besonderen unterscheiden die Preußischen Staatsbahnen und die Kaiserliche Marine drei Qualitäten:

	Festigkeit	Dehnung	Biegeprobe bei 25 mm Durchmesser
α)	37—44 kg	20 %	180°
β)	40—50 kg	18 %	90°
γ)	45—55 kg	12 %	90°

c) Harter Stahlformguß für Herzstücke und Zerkleinerungsmaschinen.

Analyse:

Silizium	0,35 %	
Mangan	bis 0,70 %	
Phosphor / Schwefel	0,05 %	
Kohlenstoff	0,5—0,7 %	bei 50—70 kg Festigkeit

d) Hartstahlformguß für äußerst harte und zähe Gußstücke, z. B. bei Baggermaschinen. — Er erhält besondere Zusätze zur Erzielung der erforderlichen Härte und Zähigkeit und wird einem besonderen

Glühverfahren ausgesetzt; daher hohe Selbstkosten, entsprechend einem Aufpreis von 50 %.

e) Spezialstahlformguß; Mittelstahlguß für Geschütze und Schiffbau. — Aufpreis 20 %; Festigkeit 60 kg; Dehnung 18 %; Kontraktion von etwa 55 %; Elastizitätsgrenze von 40 kg pro qmm, infolgedessen hohe Stoßfestigkeit.

4. Temperstahlguß. Als eine besondere Art des Stahlgusses verdient noch der Temperstahlguß oder schmiedbare Guß Erwähnung; ersterer hat über, letzterer unter 0,6 % Kohlenstoff, sonst sind Herstellung und Analyse dieselben. Man versteht darunter ein aus dem Kupolofen gegossenes Gußeisen, das durch andauerndes Glühen in Berührung mit Eisenoxyden mehr oder weniger entkohlt, d. h. in Stahl umgewandelt ist. Die Gattierung des Kupolofens setzt sich für Temperstahlgußzwecke aus etwa 25 % weißem Roheisen, 15 % Gußabfällen und 60 % Schrott zusammen; letzterer wird benötigt, um möglichst niedrigen Silizium-, Mangan- und Schwefelgehalt zu erreichen. Der Kohlenstoffgehalt wird zwar auch durch den hohen Schrottsatz bis auf 1 % verringert, aber er reichert sich während des Kupolofenschmelzens durch Kohlenstoffaufnahme aus dem Koks wieder auf über 3 % an.

Die Kupolofengußstücke werden nun in eiserne Töpfe oder, falls sie große Abmessungen aufweisen, in gemauerte Behälter in sogenannte Temperöfen eingepackt, die Zwischenräume mit Eisenoxyderzen ausgefüllt und die Töpfe usw. von außen auf 850—900° C. erhitzt. In dieser Temperatur werden die Gußstücke je nach ihrer Stärke und nach der beabsichtigten Entkohlung verschieden lang geglüht, wobei dann das glühende Eisenoxyd Sauerstoff abgibt, der sich mit dem Kohlenstoff der Gußstücke zu Kohlenoxyd verbindet und entweicht. Silizium und Mangan erleiden keine Veränderung, wohingegen der Schwefelgehalt durch Schwefelaufnahme aus dem Tempererz anwachsen kann. Der Abbrand stellt sich insgesamt auf etwa 11 %, wovon 6 % auf den Kupolofen entfallen (nicht mehr, wegen der Kohlenstoffanreicherung daselbst) und 5 % auf den Temperofen. Der Kohlenverbrauch beträgt beim Tempern 300 kg auf 100 kg Gußstücke; die Abhitze der Temperöfen läßt sich dabei zur Dampferzeugung verwerten. Das verbrauchte Eisenerz findet im Hochofen wieder Verwertung.

Analyse von schmiedbarem Guß.

Kohlenstoff	0,35 %
Silizium	0,75 %
Mangan	0,18 %
Schwefel	0,05 %
Phosphor	0,05 %

Das Temperstahlgußverfahren wird vorzugsweise für die Herstellung von Rädern, Radsätzen und anderen dünnen Querschnitten angewandt, welche aus dem Martinofen meist zu schwer oder zu weich unter großem Fehlgußverlust gegossen werden, sowie zu solchen Gußstücken, welche, aus Gußeisen hergestellt, zu spröde sein würden, z. B. Maschinenteile für Nähmaschinen, Schlösser, landwirtschaftliche Maschinen usw.

Kapitel VIII.

Prüfung von Gußeisen und Gußstahl.

Wenngleich beim Gießereiroheisen bezüglich der Einwirkung der chemischen Bestandteile im allgemeinen Klarheit herrscht, so läßt sich doch die Eisenchemie nicht in den Bereich der Vorschriften für die Lieferung von Gußeisen ziehen, weil man noch nicht genau die Ursache kennt, weshalb Gußeisen von gleicher chemischer Zusammensetzung in einigen Fällen verschiedene Festigkeitsziffern ergibt. Von der Schlag- und Zugprobe wird bisher ebenfalls abgesehen, desgleichen von der Druck- und Härteprobe, weil sichere Ergebnisse in dieser Hinsicht noch nicht vorliegen. Infolgedessen beziehen sich die Vorschriften für die Lieferung von Gußeisen nur auf die Bestimmung der Biegefestigkeit, verbunden mit der Durchbiegung, und auf den Widerstand der Hohlkörper gegen inneren Druck.

Vorschriften für die Lieferung von Gußeisen, aufgestellt vom „Verein deutscher Eisengießereien". Diese Vorschriften gelten für nachstehend bezeichnete, aus Gußeisen dargestellte Gußwaren: A. Maschinenguß, B. Bau- und Säulenguß, C. Röhrenguß. Die Abnahme anderweitiger Gußwaren bleibt besonderer Vereinbarung überlassen.

I. Allgemeine Vorschriften.

1. Einteilung der Gußwaren. Klasse a: Gußstücke bis zu 15 mm Wandstärke; Klasse b: Gußstücke mit einer Wandstärke von 15 bis 25 mm; Klasse c: Gußstücke mit einer durchgehenden Wandstärke von über 25 mm.

2. Umfang der Prüfungen. Die Prüfung der Gußwaren erstreckt sich: a) auf die Form und die Abmessungen der Gußstücke; b) auf die Eigenschaften des Materials der Gußstücke. Hinsichtlich der Festigkeit des Materials kommt hier nur die Biegefestigkeit, verbunden mit Durchbiegung des verwendeten Gußeisens, sowie der Widerstand der Hohlkörper gegen inneren Druck in Betracht. Zur

Bestimmung der Biegefestigkeit, verbunden mit Durchbiegung, sind mit besonderer Sorgfalt herzustellende Probestäbe, welche jedoch nicht an das Gußstück angegossen sein dürfen, zu verwenden. Die Probestäbe sollen kreisrunden Querschnitt haben. Für Gußstücke mit einer Wandstärke bis zu 15 mm beträgt der Durchmesser der Probestäbe = 20 mm, die Meßlänge derselben = 400 mm und die Gußlänge = rund 450 mm. Für Gußstücke, deren Wandstärke zwischen 15 bis 25 mm liegt, beträgt der Durchmesser der Probestäbe = 30 mm, die Meßlänge derselben = 600 mm und die Gußlänge = rund 650 mm. Für Gußstücke, deren Wandstärke 25 mm durchgehends übersteigt, beträgt der Durchmesser der Probestäbe = 40 mm, die Meßlänge derselben = 800 mm und die Gußlänge = rund 850 mm. Die Probestäbe sind in getrockneten, möglichst ungeteilten Formen stehend bei steigendem Gusse und bei mittlerer Gießtemperatur des Gußeisens aus derselben Schmelze, welche zur Anfertigung der Gußstücke Verwendung fand, darzustellen und bis zur Erkaltung in den Formen zu belassen. Müssen die Probestäbe aus irgend einem Grunde in geteilten Formen zum Abguß kommen, so ist der Probestab bei der Prüfung derart auf die Probiermaschine zu legen, daß die Gußnaht in die neutrale Faser zu liegen kommt. Die Probestäbe, von dem anhaftenden Sande nur mit der Bürste befreit, werden in unbearbeitetem Zustande, also mit Gußhaut, der Probe unterworfen. Die Biegefestigkeit, verbunden mit der Durchbiegung bis zum Bruche, ist bei allmählich zunehmender Belastung in der Mitte der Probestäbe an drei Stäben festzustellen. Mit Gußfehlern behaftete Probestäbe bleiben bei dieser Feststellung außer Betracht. Als maßgebende Ziffer gilt das Mittel der Ergebnisse fehlerfreier Probestäbe. Die Kosten der Prüfungen, nicht aber deren Beaufsichtigung, trägt der Lieferant der Gußwaren.

II. Besondere Vorschriften.

A. Maschinenguß.

Die Gußstücke sollen nach Form und Abmessungen der Aufgabe entsprechen; der Guß soll glatt und sauber, frei von Höhlungen und Sprüngen sein. Das Eisen soll sich mittels Feile und Meißels bearbeiten lassen. Alles dieses insoweit es die Verwendungsart des Gußstückes bedingt.

Es soll betragen:

		Stab mm	die Biegefestigkeit kg/qmm	bei einer Bruchbelastung von rund kg	die Durchbiegung nicht unter mm
		1. Maschinenguß von mittlerer Festigkeit.			
Gußwarenklasse	a ..	20 × 400	32	250	5
	b ..	30 × 600	30	530	8
	c ..	40 × 800	28	880	10

		Stab mm	die Biegefestigkeit kg/qmm	bei einer Bruchbelastung von rund kg	die Durchbiegung nicht unter mm
		2. Maschinenguß von hoher Festigkeit.			
Gußwarenklasse	a ..	20 × 400	34	265	6
	b ..	30 × 600	32	565	9
	c ..	40 × 800	30	940	11
		3. Maschinenguß von sehr hoher Festigkeit.			
Gußwarenklasse	a ..	20 × 400	36	280	7
	b ..	30 × 600	34	600	10
	c ..	40 × 800	32	1000	12

B. Bau- und Säulenguß.

Die Gußstücke sollen nach Form und Abmessungen der Aufgabe entsprechen, aus grauem, fein- bis kleinkörnigem Gußeisen fehlerfrei gegossen und einer langsamen, den Formverhältnissen entsprechenden Abkühlung zur möglichsten Vermeidung von Spannungen unterworfen sein. Das Gußeisen soll zähe und so weich sein, daß es mittels Meißels und Feile zu bearbeiten ist. Alles dieses insoweit es die Verwendungsart der Gußstücke bedingt.

Bei Säulen bis zu 400 mm mittlerem äußerem Durchmesser und 4 m Länge darf der Unterschied der Wandstärken eines Querschnitts, dessen vorgeschriebener Flächeninhalt mindestens eingehalten sein muß, die Größe von 5 mm nicht übersteigen. Bei Säulen von größerem Durchmesser und größerer Länge wird der zulässige Unterschied für jede 100 mm Mehrdurchmesser und für jedes Meter Mehrlänge um 0,5 mm erhöht. Sollen Säulen stehend gegossen werden, so ist eine besondere Vereinbarung zu treffen. Wird eine Druckprobe verlangt, so können die Säulen einem Drucke gleich dem $1^1/_2$fachen der bei achtfacher Sicherheit berechneten Tragfähigkeit unterworfen werden.

Es soll betragen:

		Stab mm	die Biegefestigkeit kg/qmm	bei einer Bruchbelastung von rund kg	die Durchbiegung nicht unter mm
Gußwarenklasse	a . .	20×400	30	235	4
	b . .	30×600	28	495	7
	c . .	40×800	26	815	9

C. Röhrenguß.

a) Gas- und Wasserleitungsröhren. Für die Formen und Abmessungen der gußeisernen Muffen- und Flanschröhren, sowie der Formstücke ist die Normaltabelle des „Vereins deutscher Gas- und Wasserfachmänner“ und des „Vereins deutscher Ingenieure“ maßgebend. Abweichungen von diesen Formen und Abmessungen sind besonderer Vereinbarung überlassen. Die Röhren sollen im äußeren und inneren

Durchmesser kreisrund sein, also gleichbleibende Wandstärken besitzen. Abweichungen von den in der Normaltabelle vorgeschriebenen Wandstärken sind zulässig bei Röhren von

25—100 mm Durchmesser . . . . . bis zu ± 15 %,
100—475 „ „ . . . . . „ „ ± 12 %,
500 „ „ und darüber ± 10 %.

In den aufgegebenen Längen aller Röhren sind Abweichungen bis zu ± 10 mm gestattet. Kurze Röhren, welche durch Abstechen fehlerhafter Spitzen entstehen, dürfen bis 5 % der Gesamtmenge beigeliefert werden. Die Minderlänge darf bis zu 1 m betragen. Der äußere Durchmesser von nicht normalen Wandstärken steht den Vorschriften der Normaltabelle entsprechend fest; Änderungen der Wandstärken sind nur auf den lichten Durchmesser der Röhren von Einfluß.

Die geraden Röhren normaler Baulänge sollen stehend in getrockneten Formen gegossen und einer langsamen Abkühlung unterworfen sein. Die Röhren sollen fehlerfrei, glatt an den Seitenflächen, ohne Schalen, Risse und Unebenheiten sein. Das verwendete Gußeisen soll im Bruche dicht, von grauer Farbe und so weich sein, daß es sich mittels Meißels und Feile bearbeiten läßt. Alles dieses insoweit es die Verwendungsart der Röhren erfordert. Auf der Außenwand der Röhren soll die Fabrikmarke aufgegossen sein. Auf das Gewicht der geraden Röhren ist eine Toleranz von ± 5 % gestattet. Die Röhren können einem Wasserdruck auf die Dauer von 30 Sekunden unterworfen und gleichzeitig mit einem schmiedeeisernen Handhammer mit abgerundeten Bohnen von 1 kg Gewicht mit mäßiger Kraft abgeklopft werden. Die Wandstärken der Normaltabelle genügen einem ruhigen Betriebsdruck bis zu 10 Atm.; für Röhren bis zu 750 mm Durchmesser ist ein Probedruck bis zu 20 Atm., für Röhren größeren Durchmessers ein solcher bis zu 15 Atm. gestattet. Die sorgfältig gereinigten, fehlerfreien Röhren sollen gleichmäßig bis auf etwa 150° C angewärmt und mit Teerlack, welcher auf mindestens 100° C erhitzt sein muß, außen und innen überzogen werden. Die Teerdecke soll festanhaftend und zähe sein. Sollen die Röhren nur teilweise geteert werden, so ist dieses in besonderer Vereinbarung zu bedingen.

Es soll betragen:

		Stab mm	die Biegefestigkeit kg/qmm	bei einer Bruchbelastung von rund kg	die Durchbiegung nicht unter mm
Gußwarenklasse	a . .	20×400	30	235	4
	b . .	30×600	28	495	7
	c . .	40×800	26	815	9

Der Lieferant bleibt zum Ersatz für alle Röhren verpflichtet, bei denen Fehler, welche nachweisbar auf Material oder Fabrikation zurückzuführen sind, innerhalb eines Jahres nach Ablieferung aufgedeckt werden. Die Untersuchungen der Röhren sind auf dem Werke möglichst unmittelbar nach dem Gusse auszuführen. Der Abnehmer oder dessen Bevollmächtigter ist berechtigt, diese Untersuchungen zu überwachen.

b) Gußeiserne Dampfleitungsröhren. Bei gußeisernen Dampfleitungsröhren für Dampfdruck mit hoher Spannung gelten die Normalien des „Vereins deutscher Ingenieure“ (Vereinsschrift Bd. 44 Nr. 33 vom 27. Oktober 1900). Die Röhren müssen einem Probedruck unterworfen sein, welcher mindestens den doppelten Betriebsdruck erreicht.

Es soll betragen:

	Stab mm	die Biegefestigkeit kg/qmm	bei einer Bruchbelastung von rund kg	die Durchbiegung nicht unter mm
1. Dampfleitungsröhren für Dampfdruck bis zu 8 Atm.				
Gußwarenklasse a . .	20×400	32	250	5
Gußwarenklasse b . .	30×600	30	530	8
Gußwarenklasse c . .	40×800	28	880	10
2. Dampfleitungsröhren für Dampfdruck über 8 Atm.				
Gußwarenklasse a . .	20×400	34	265	6
Gußwarenklasse b . .	30×600	32	565	9
Gußwarenklasse c . .	40×800	30	940	11

III. Vorschriften für Lieferung von Stahlformguß,

aufgestellt vom „Verein deutscher Eisenhüttenleute“. Unter Stahlformguß ist der in feuerfesten oder dergleichen Formen gegossene Stahl und zwar sowohl der in Tiegel- und Martinöfen als auch der im Konverter dargestellte Stahl zu verstehen. Aus dem Kupolofen und ebenso aus Tiegeln gegossene Gußstücke von Roheisen mit einem Zusatz von Schweißeisen oder Stahl, welche durch nachherige Behandlung im Temperofen eine dem Stahlformguß ähnliche Eigenschaft erlangen sollen, sind im allgemeinen nicht als Stahlformguß zu bezeichnen.

Behufs Vornahme von Proben zur Feststellung der Eigenschaften des Formgusses sind an den zu prüfenden Gußstücken Probestäbe anzugießen. Diese Stäbe sind nach dem Ausglühen der Stücke auf kaltem Wege abzutrennen und für Vornahme der Proben herzurichten.

Sind die Gußstücke zum Angießen von Proben zu klein oder zu dünnwandig, so muß für etwaige Proben ein besonderes Probestück gegossen werden.

Die Zugfestigkeit soll im allgemeinen je nach dem Verwendungszweck der Stücke 36—60 kg/qmm bei einer Minimaldehnung von 20—8 %, auf 200 mm gemessen, betragen.

Die Gewichtsabweichung darf je nach Konstruktion, Form und Gewicht + 10—20 %, die Zugabe für Bearbeitung 5—20 mm betragen, das Übermaß ist in der Regel nicht unter 5 mm anzunehmen.

Kapitel IX.

Allgemeine Bedeutung der Eisenindustrie in volkswirtschaftlicher und technischer Hinsicht.

So unscheinbar auch das Äußere der Eisenerze ist, die wir alljährlich aus dem Schoße der Erde heraufholen, so beträgt doch der Wert des aus ihnen erblasenen Roheisens mehr als das $1\frac{1}{2}$fache und der Wert der daraus hergestellten Eisen- und Stahlerzeugnisse mehr als das $5\frac{1}{2}$fache des Wertes der jährlichen Weltausbeute an Gold und Silber. Man geht nicht fehl, wenn man die Weltroheisenproduktion mit 2,8 Milliarden Mark und die Welterzeugung an Eisen- und Stahlfabrikaten mit 10 Milliarden Mark bewertet. Mit Recht gilt daher das Eisengewerbe als der wichtigste aller Industriezweige. Solange Großbritannien an der Spitze der Eisen erzeugenden Länder stand, gehörte ihm auch der erste Platz unter den Industriestaaten; mit der Überflügelung seiner Eisen- und Stahlproduktion durch die Vereinigten Staaten von Amerika und Deutschland verlor Großbritannien nicht nur auf dem Welteisenmarkt seine Vormachtstellung, sondern trat überhaupt von der Spitze der Industriestaaten zurück.

Im Jahre 1850 betrug die Roheisenerzeugung der Welt 4401415 t, wovon 2300000 t, d. h. mehr als die Hälfte, auf Großbritannien entfielen; 1903 dagegen belief sich der Anteil Großbritanniens an der Weltroheisenproduktion nur noch auf 19,5 %. In dem genannten Zeitraum hatte seine Roheisenerzeugung sich nicht ganz vervierfacht, während Deutschland, das 1850 noch mit 8 % an vierter Stelle stand, in derselben Zeit seine Produktion fast auf das 30fache erhöhte und 1903 sich mit 21,57 % an der Weltroheisenproduktion beteiligte. In ähnlichem prozentualen Verhältnis stieg die Beteiligung der Vereinigten Staaten von Amerika, indem das Jahr 1903 sie mit 18297400 t Roheisen, entsprechend 39,13 %, an die Spitze der Weltproduktion stellte, gegenüber 563755 t Roheisen oder 12,8 % in 1850. Das folgende Schaubild (Abb. 70) verdeutlicht den Anteil der einzelnen Länder an der Weltroheisenfabrikation der Jahre 1850 und 1903.

Betrachtet man die Gesamtentwicklung der Weltroheisenerzeugung seit 1850, so fällt gemäß nachstehender Tabelle besonders die große Zunahme in 1885/1890 und 1895/1900 in die Augen. Beiden Erhöhungen liegt ein außergewöhnlicher Aufschwung der amerikanischen und der deutschen Roheisenindustrie zugrunde. Insgesamt hat sich die Roheisenproduktion der Welt im Jahre 1903 gegenüber der des Jahres 1850 mehr als verzehnfacht.

Entwicklung der Weltroheisenerzeugung 1850—1903.

Jahr	Produktion in t	Zunahme in t	Zunahme in %
1850	4 401 415	—	—
1855	6 150 000	1 749 000	40
1860	7 400 000	1 250 000	20
1865	9 250 000	1 850 000	25
1870	11 900 000	2 650 000	29
1875	13 675 000	1 775 000	15
1880	17 950 000	4 275 000	31
1885	19 100 000	1 150 000	6
1890	27 150 000	8 057 000	42
1895	28 871 000	1 714 000	6
1900	40 088 000	11 217 000	39
1903	46 765 000	6 677 000	16

Die Weltroheisenerzeugung zeigte im Jahre 1903 verschiedene Änderungen. Zunächst überflügelte Deutschlands Hochofenindustrie zum ersten Male die alte Vormacht Europas, indem in Deutschland 10 085 634 t Roheisen erblasen wurden gegen 8 952 183 t in Großbritannien; sodann hörte die starke Aufwärtsbewegung der amerikani-

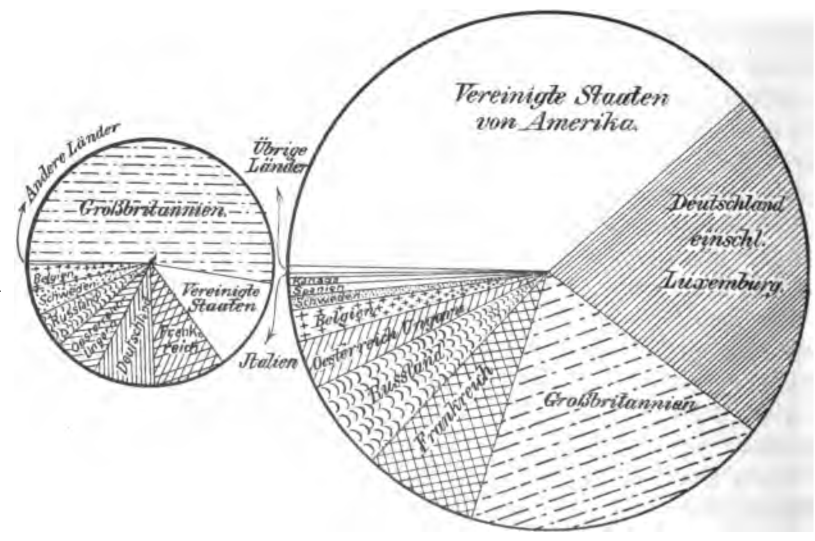


Abb. 70. Roheisenerzeugung der Welt 1850 und 1903.

schen Roheisenerzeugung auf, welche 1903 nur um ca. 190000 t über die des Vorjahres hinausging, so daß die Vereinigten Staaten nicht mehr wie in den beiden Vorjahren eine höhere Erzeugung als Deutschland und Großbritannien zusammen aufweisen. Die übrigen Länder spielen in der Eisenerzeugung der Erde nur eine untergeordnete Rolle, wie aus der folgenden Zusammenstellung hervorgeht.

Roheisenerzeugung der Welt 1903.

Land	Jahr	t	%
Vereinigte Staaten von Amerika	1903	18 297 400	39,13
Deutschland einschließlich Luxemburg	1903	10 085 634	21,57
Großbritannien	1903	8 952 183	19,14
Frankreich	1903	2 827 668	6,05
Rußland einschließlich Finnland	1903	2 453 953	5,25
Österreich-Ungarn	1902	1 470 000	3,14
Belgien	1903	1 216 000	2,60
Schweden	1903	506 825	1,08
Spanien	1903	380 284	0,81
Kanada	1903	269 665	0,58
Italien	1903	90 744	0,19
Übrige Länder	1903	214 271	0,46
Summa	1903	46 765 128	100,00

Beim Vergleich der Weltstahlerzeugung von 1850 und 1903 in den beiden folgenden Schaubildern tritt wiederum der Rückgang Großbritanniens in die Erscheinung. Vor einem halben Jahrhundert stand Großbritannien mit 47,1 % unbestritten an der Spitze der Stahlproduktion der Erde; Deutschland war nur mit 11,8 % und die Vereinigten Staaten sogar nur mit 2,3 % beteiligt. Während aber Großbritanniens Stahlerzeugung bis 1903 nur 129 fach sich vergrößert hat, stieg die deutsche Stahlproduktion um das 880 fache und die nordamerikanische fast um das $1\frac{1}{2}$ tausendfache, und zwar brachten auch hier die Jahre 1885/1890 und 1895/1900 die Hauptsteigerung in den Vereinigten Staaten und Deutsch-

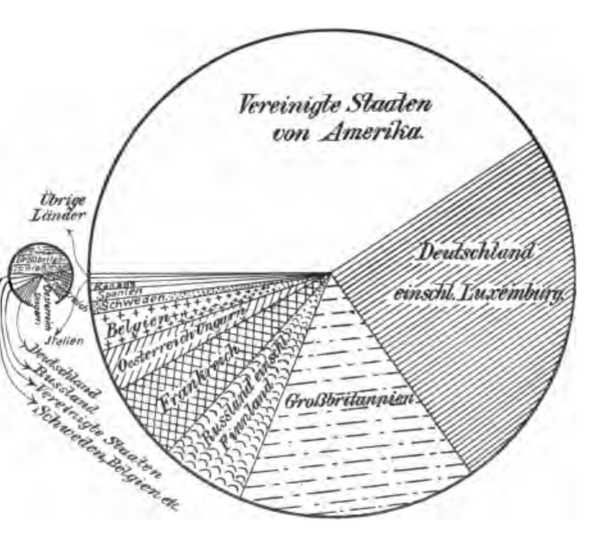


Abb. 71. Stahlerzeugung der Welt 1850 und 1903.

land, sowie die Überflügelung Großbritanniens. Wie die nachstehende Statistik ergibt, hat sich die Stahlproduktion der Welt seit 1850 mehr als vervierzigfacht.

Entwicklung der Weltstahlerzeugung 1850—1903.

Jahr	Produktion in t	Zunahme in t	Zunahme in %
1850	85 000	—	—
1855	120 000	35 000	41
1860	200 000	80 000	66
1865	350 000	150 000	75
1870	700 000	350 000	100
1875	2 000 000	1 300 000	186
1880	4 274 000	2 274 000	113
1885	6 147 000	1 873 000	44
1890	12 231 000	6 084 000	99
1895	16 442 000	4 211 000	34
1900	27 131 000	10 689 000	65
1903	35 873 000	8 742 000	32

In 1903 zeigt die Stahlerzeugung der Welt ein ähnliches Bild wie die Weltroheisenproduktion. An erster Stelle stehen die Vereinigten Staaten von Amerika mit 14 767 538 t = 41,17 % der Gesamterzeugung der Welt, dann folgen Deutschland mit 8 801 515 t = 24,54 % und an dritter Stelle Großbritannien mit 5 216 246 t = 15,54 %; somit entfallen wie beim Roheisen ebenfalls 80 % der Weltproduktion an Stahl auf diese drei Industriestaaten; jedoch ist der Anteil Deutschlands an der Stahlproduktion größer als an der Roheisenproduktion im Gegensatz zu Großbritannien, das bedeutend mehr Roheisen erzeugt als Stahl. Rußlands Stahlproduktion nimmt den vierten Platz ein, obwohl seine Roheisenerzeugung hinter der Frankreichs zurücksteht. Die nachstehende Tabelle läßt die einzelnen Produktionsziffern näher erkennen.

Stahlerzeugung der Welt 1903.

Land	Jahr	t	%
Vereinigte Staaten von Amerika	1903	14 767 538	41,17
Deutschland einschließlich Luxemburg	1903	8 801 515	24,54
Großbritannien	1903	5 216 246	15,54
Rußland einschließlich Finnland	1902	2 118 971	5,91
Frankreich	1903	1 905 000	5,31
Österreich-Ungarn	1902	1 190 000	3,31
Belgien	1903	981 740	2,74
Schweden	1903	318 897	0,89
Spanien	1903	199 642	0,55
Kanada	1903	184 418	0,51
Italien	1903	154 131	0,43
Übrige Länder	1903	35 334	0,10
Summa	1903	35 873 432	100,00

Was die Rohmaterialien der Eisenindustrie anbelangt, so belief sich die Eisenerzförderung der Welt in 1903 gemäß folgender Zusammenstellung, durch das beigefügte Schaubild verdeutlicht, auf insgesamt 101 965 814 t.

Eisenerzgewinnung der Welt 1903.

Land	Jahr	t	%
Vereinigte Staaten von Amerika	1903	35 579 617	34,89
Deutschland einschließlich Luxemburg	1903	21 230 639	20,82
Großbritannien	1903	13 935 095	13,67
Spanien	1903	8 478 600	8,32
Rußland einschließlich Finnland	1902	5 648 227	5,55
Frankreich	1902	5 003 782	4,91
Schweden	1903	3 677 841	3,61
Österreich-Ungarn	1902	3 329 128	3,26
Neufundland	1902	740 381	0,73
Kuba	1903	634 856	0,62
Griechenland	1902	546 409	0,54
Algier	1902	525 012	0,51
Italien	1903	374 790	0,36
Kanada	1902	366 488	0,36
Belgien	1902	166 480	0,16
Australien	1902	118 866	0,12
Indien	1902	85 599	0,08
Japan	1901	70 172	0,07
Neusüdwales	1902	13 772	0,01
Übrige Länder	1903	1 439 060	1,41
Summa	1903	101 965 814	100,00

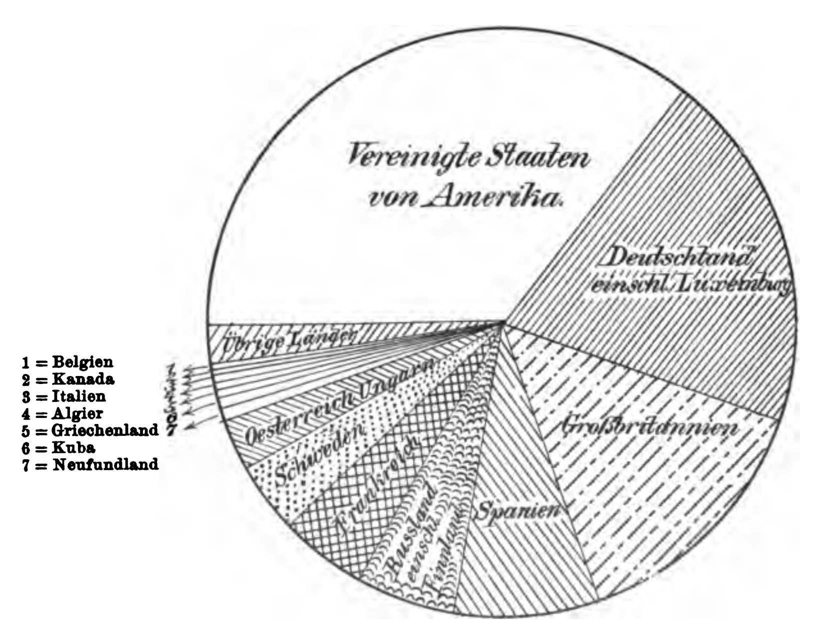


Abb. 72. Eisenerzgewinnung der Welt 1903.

Die Vereinigten Staaten stehen hiernach an der Spitze der Gesamteisenerzförderung mit einem prozentualen Anteil von fast 35 %. Im Jahre 1895 betrug die amerikanische Eisenerzförderung noch 16 243 808 t = 28,56 % der Weltproduktion, sie hat sich also inzwischen verdoppelt. Großbritannien, das 1895 noch mit 12 817 861 t = 22,50 % die zweite Stelle behauptete, mußte diese 1903 an Deutschland abtreten, dessen Eisenerzförderung von 12 349 599 t in 1895 auf 21 230 639 t in 1903 anwuchs, während die britische Erzproduktion sich nur um 1 117 234 t erhöhte. Spanien produzierte 1903 8 478 000 t gegen 5 514 339 t in 1895, d. h. 54 % mehr, und Schwedens Förderung stieg von 1 904 662 t Eisenerz in 1895 auf 3 677 841 t in 1903, d. h. fast auf das Doppelte.

Die Produktion der Welt an Stein- und Braunkohle stellte sich im Jahre 1903 auf 879 801 183 t, wovon die Vereinigten Staaten von Amerika mehr als ein Drittel, Großbritannien über ein Viertel und Deutschland fast ein Viertel förderte, wie die nachstehende Statistik nebst Schaubild (Abb. 73) ergibt.

Kohlenförderung der Welt 1903.

Land	Jahr	t	%
Vereinigte Staaten von Amerika	1903	324 173 920	36,85
Großbritannien	1903	234 019 819	26,60
Deutschland einschl. Luxemburg	1903	162 312 074	18,45
Österreich-Ungarn	1902	39 904 313	4,53
Frankreich	1903	35 002 992	4,00
Belgien	1903	23 870 820	2,71
Rußland einschl. Finnland	1902	15 508 924	1,76
Japan	1901	8 945 938	1,02
Indien	1903	7 600 278	0,86
Kanada	1903	7 254 090	0,82
Neusüdwales	1903	6 456 524	0,73
Spanien	1903	2 798 113	0,32
Transvaal	1903	2 294 413	0,26
Neuseeland	1902	1 384 505	0,16
Australien	1902	931 105	0,11
Natal	1903	724 965	0,08
Italien	1902	413 810	0,05
Schweden	1903	320 390	0,03
Griechenland	1902	8 546	—
Algier	1902	285	—
Übrige Länder	1903	5 875 358	0,66
Summa	1903	879 801 183	100,00

Den größten relativen Aufschwung erfuhr in den letzten zwei Jahrzehnten die Kohlengewinnung in Japan; dort stieg die Kohlenförderung von 1 019 048 t in 1883 auf 8 945 938 t in 1903, d. h. um fast das Achtfache. Die nächstgrößte Produktionssteigerung hat Rußland zu verzeichnen, dessen Kohlenförderung von 3 964 000 t im selben Zeitraum auf 15 508 924 t, d. h. um fast das Vierfache, anwuchs. Die

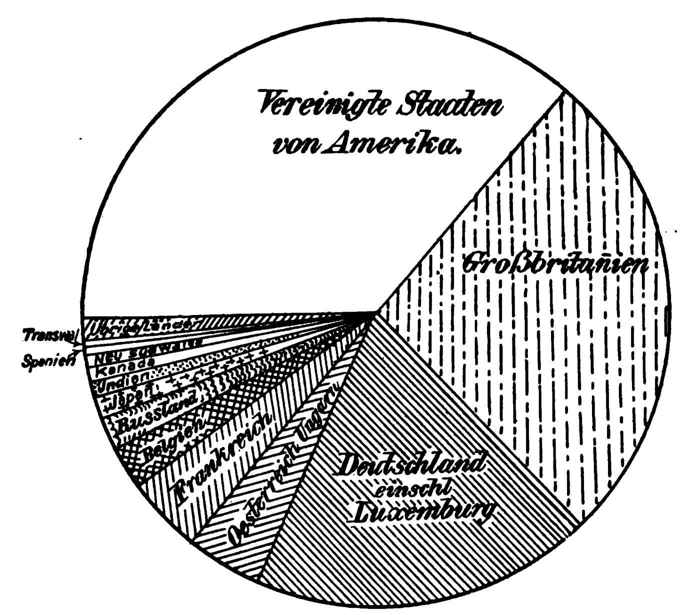


Abb. 73. Kohlengewinnung der Welt 1903.

geringste Steigerung der Förderziffer entfällt auf Belgien, woselbst in 1903 nur etwa 30 % mehr Kohle gefördert wurden als in 1883. Von den drei Hauptindustriestaaten, welche hinsichtlich der absoluten Produktionsmenge an der Spitze der Weltkohlenförderung stehen, nahm seit 1883 die Produktion in den Vereinigten Staaten von Amerika um über 200 %, in Deutschland um über 100 % und in Großbritannien um etwa 50 % zu.

Die Weltkokserzeugung hat im Jahre 1903 mit 57 607 027 t eine mehr als doppelt so große Höhe erreicht wie vor zwanzig Jahren. Der wesentlichste Anteil an diesem Aufschwung kommt auf die Vereinigten Staaten, deren Kokserzeugung sich in genanntem Zeitraum fast verfünffacht hat, während in Europa die Zunahme sich nur auf rund 60 % beläuft. Die näheren Produktionsziffern der einzelnen Länder sind für 1903 aus der nachstehenden Zusammenstellung (siehe S. 166) und dem Schaubild der Weltkokserzeugung (Abb. 74) ersichtlich.

Die Kokserzeugung der Vereinigten Staaten hat sich gegen das Jahr 1902 nicht vergrößert, sondern ist sogar um 126 409 t gefallen. Nichtsdestoweniger stellt sich die Weltkokserzeugung in 1903 gegen das Vorjahr um 4 324 525 t höher, weil insbesondere Deutschland 1903 über 1,6 Millionen Tonnen Koks mehr herstellte als in 1902; infolgedessen steigerte sich der prozentuale Anteil Deutschlands an der Weltkokserzeugung gegen 1902 um 2,13 %, dahingegen sank die

Kokserzeugung der Welt 1903.

Land	Jahr	t	%
Vereinigte Staaten von Amerika	1903	22 912 960	39,78
Deutschland *)	1903	16 375 739	28,43
Großbritannien **)	1903	10 000 000	17,36
Belgien	1902	2 048 000	3,55
Rußland **)	1903	2 000 000	3,47
Frankreich **)	1903	1 850 000	3,20
Österreich-Ungarn **)	1903	1 300 000	2,26
Spanien	1903	450 474	0,78
Kanada	1902	342 392	0,60
Australien	1903	160 592	0,28
Japan **)	1903	70 000	0,12
Schweden **)	1903	60 000	0,11
Dänemark	1902	18 800	0,03
Italien **)	1902	18 000	0,03
Summa	1903	57 607 027	100,00

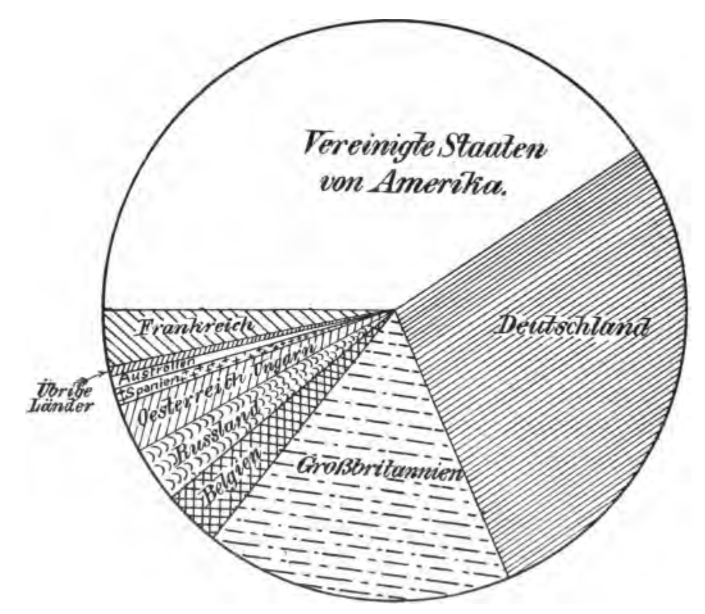


Abb. 74. Kokserzeugung der Welt 1903.

Prozentziffer Amerikas von 43,2 % in 1902 auf 39,78 % im folgenden Jahre. Großbritannien weist im Verhältnis zu seiner Roheisenproduktion eine geringere Kokserzeugung auf, was sich durch den Umstand erklärt, daß ein nicht unbedeutender Teil der dortigen Hochöfen (Schottland und Wales) auf Rohkohle und Anthrazit geht.

*) Einschl. 2 000 000 t geschätzter Koksmengen von den Hütten und sonstigen Fabriken. **) Geschätzt.

Eine allgemeine Vorstellung von der Bedeutung der Eisenindustrie für die gesamte Volkswirtschaft gewinnt man durch nachstehenden Überblick über die durchschnittliche Eisenproduktionsziffer auf den Kopf der Bevölkerung der Erde.

Roheisen- und Stahlerzeugung auf den Kopf der Weltbevölkerung.

Land	Bevölkerung	Roheisenproduktion auf den Kopf kg	Stahlproduktion auf den Kopf kg
Vereinigte Staaten von Amerika ...	80 047 000	228,7	184,6
Deutschland einschl. Luxemburg...	58 549 000	172,3	150,3
Großbritannien	41 961 000	218,3	124,3
Belgien	6 694 000	181,7	146,7
Frankreich	38 962 000	72,6	48,9
Rußland einschl. Finnland	141 000 000	17,4	15,0
Österreich-Ungarn	45 405 000	32,4	26,2
Schweden	5 199 000	97,5	61,3
Spanien	18 618 000	20,4	10,7
Kanada	5 457 000	49,4	33,8
Italien	32 475 000	2,8	5,1
Übrige Länder	1 034 767 000	0,2	0,03
Summa Weltbevölkerung	1 509 134 000	31,0	23,8

Faßt man die Vereinigten Staaten, Deutschland, Großbritannien, Belgien und Frankreich zusammen, so entspricht deren Gesamtbevölkerung von 226 213 000 Personen einer Roheisenproduktion von 31 378 385 t, so daß auf den Kopf der Gesamtbevölkerung dieser Staaten 138,7 kg Roheisen entfallen. Auf die übrige Welt mit einer Gesamtbevölkerungsziffer von 1 282 921 000 kommt eine Roheisenproduktion von 15 386 743 t, d. h. pro Kopf der Bevölkerung nur 12,0 kg.

Für die genannten fünf Länder stellt sich der Eisenverbrauch 1894—1903 wie folgt:

Eisenverbrauch auf den Kopf der Bevölkerung.

Jahr	Deutschland und Luxemburg kg	Großbritannien kg	Verein. Staaten von Amerika kg	Belgien kg	Frankreich kg
1894	73,9	—	99,0	63,1	44,1
1895	71,9	119,7	134,9	64,0	49,0
1896	90,1	116,4	118,3	79,1	55,7
1897	104,1	115,8	137,0	96,6	60,8
1898	105,8	130,1	164,8	81,1	60,4
1899	128,4	133,3	186,6	92,1	56,1
1900	131,7	132,6	159,7	93.6	69,3
1901	90,3	125,2	196,0	123,0	57,8
1902	76,6	137,2	235,3	143,9	56,6
1903	98,1	163,7	238,4	149,4	61,5

Bei dieser vergleichenden Zusammenstellung bleibt zu berücksichtigen, daß die Vereinigten Staaten wegen ihrer großen räumlichen

Ausdehnung — ihr Flächeninhalt beträgt 9 239 283 qkm gegen 540 743 für Deutschland und 312 493 für Großbritannien — den größten Eisenbahnbedarf aufweist, und andererseits, daß ihre Bevölkerungsziffer seit 1870 um 108 % gestiegen ist, gegenüber einer Zunahme von 50 % in Deutschland und 35 % in Großbritannien. Im Vergleich mit Großbritannien wird daher mit Rücksicht auf die stärkere Bevölkerungszahl das deutsche Eisengewerbe in Zukunft noch eine größere Bedeutung erlangen als bisher.

Die Bedeutung des Eisengewerbes zeigt sich im besonderen, wenn man sich die Entwicklung des Eisenbahnnetzes der Erde vor Augen führt. Die erste für den öffentlichen Verkehr bestimmte Lokomotiveisenbahn, die 21 km lange Strecke Stockton—Darlington in England, wurde am 27. September 1825 eröffnet. Frankreich folgte 1832 mit der Eröffnung seiner ersten Lokomotivbahn zwischen Etienne und Andrésieux. Belgiens erste mit Dampf betriebene Eisenbahn wurde 1835 zwischen Brüssel und Mecheln eröffnet und im gleichen Jahre am 7. Dezember die 6 km lange Strecke Nürnberg—Fürth als erste in Deutschland. Österreich-Ungarn eröffnete die erste Lokomotiveisenbahn zwischen Wien und Wagram im Januar 1838 und einige Monate später Rußland die 26 km lange Strecke Petersburg—Zarskoje Sselo. Italien und die Niederlande begannen 1839 mit dem Bau der ersten Eisenbahn (Neapel—Portici, bzw. Amsterdam—Harlem); in den übrigen europäischen Ländern fand die Eisenbahn erst später Einführung. In den Vereinigten Staaten von Amerika wurde die erste Lokomotiveisenbahn bereits 1830 zwischen Baltimore und Ellicotsmills eröffnet, Kuba folgte 1839 und Kanada 1840. Die anderen Staaten gingen erst in den nächsten Jahrzehnten mit dem Bau von Eisenbahnen vor.

Im Jahre 1850 betrug die Länge der mit Dampflokomotiven befahrenen Schienenwege (nicht Gleislänge, sondern Bahnlänge) 38 568 km, von denen fast 90 % auf vier Länder entfielen, nämlich 37,6 % auf die Vereinigten Staaten, 27,6 % auf Großbritannien, 15,7 % auf Deutschland und 8 % auf Frankreich. Die nachstehende Tabelle läßt die Entwicklung des Eisenbahnnetzes der Erde seit 1850 erkennen:

Entwicklung des Welteisenbahnnetzes 1850—1903.

Jahr	Bahnlänge km	Zunahme in km	Zunahme in %
1850	38 568	—	—
1860	108 012	69 444	180
1870	209 782	101 777	94
1880	372 429	162 640	77
1890	617 285	244 756	66
1900	790 125	172 840	28
1903	859 355	69 230	9

Seit dem Jahre 1890 haben die Vereinigten Staaten von Amerika das Eisenbahnnetz Europas überflügelt; am Schlusse des Jahres 1903 stellte sich die Länge der Eisenbahnen Europas auf 300 429 km gegen 334 634 km in Nordamerika, das damit 38,9 % des Gesamteisenbahnnetzes der Erde besaß. Das zweitgrößte Netz, in Deutschland, entspricht kaum einem Sechstel des nordamerikanischen und vertritt einen Anteil am Welteisenbahnnetz in Höhe von 6,3 %; an dritter Stelle folgt das europäische Rußland mit einer Beteiligung von 6,2 %, sodann Frankreich mit 5,3 %, Österreich-Ungarn mit 4,5 % und Großbritannien erst mit 4,3 %. In der folgenden Statistik nebst Schaubild (Abb. 75) wird der Anteil der einzelnen Länder an dem Eisenbahnnetz der Erde für 1903 in übersichtlicher Weise zusammengestellt.

Eisenbahnnetz der Welt 1903.

Land	Eisenbahnlänge in km		in %
Deutschland	54 426		6,3
Rußland einschl. Finnland	53 258		6,2
Frankreich	45 226		5,3
Österreich-Ugarn	38 148		4,5
Großbritannien	36 148		4,3
Italien	16 038		1,9
Spanien	13 851		1,6
Schweden	12 388		1,4
Belgien	6 819		0,8
Schweiz	4 145		0,5
Niederlande und Luxemburg	3 372		0,3
Übriges Europa	15 940		1,8
Summa Europa		300 429	
Vereinigte Staaten von Amerika	343 634		38,9
Kanada	30 696		3,6
Argentinien	17 377		2,0
Mexiko	16 668		1,9
Brasilien	15 076		1,8
Übriges Amerika	17 867		2,1
Summa Amerika		432 618	
„ Asien		74 546	8,7
„ Australien		26 723	3,1
„ Afrika		25 039	3,0
Summa Welteisenbahnnetz		859 355	100,0

Das Gesamtanlagekapital der Eisenbahnen der Erde betrug am Schlusse des Jahres 1903 rund 171½ Milliarden Mark oder durchschnittlich für 1 km Bahnlänge 200 000 ℳ. Eine Rolle von Zwanzigmarkstücken, die den Gesamtbetrag enthielte, würde eine Länge von etwa 12000 km haben, und ihre Verladung würde etwa 6900 Eisenbahnwagen von je 10 t Tragfähigkeit erfordern.

In engem Zusammenhange steht das Eisengewerbe ferner mit der Schiffsbauindustrie. Der Handelsschiffbau der Welt stellte sich

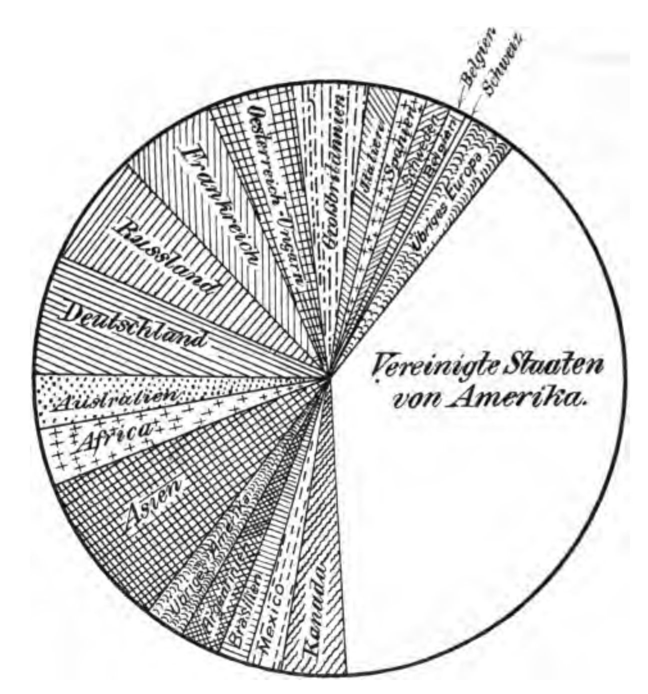


Abb. 75. Eisenbahnnetz der Welt 1903.

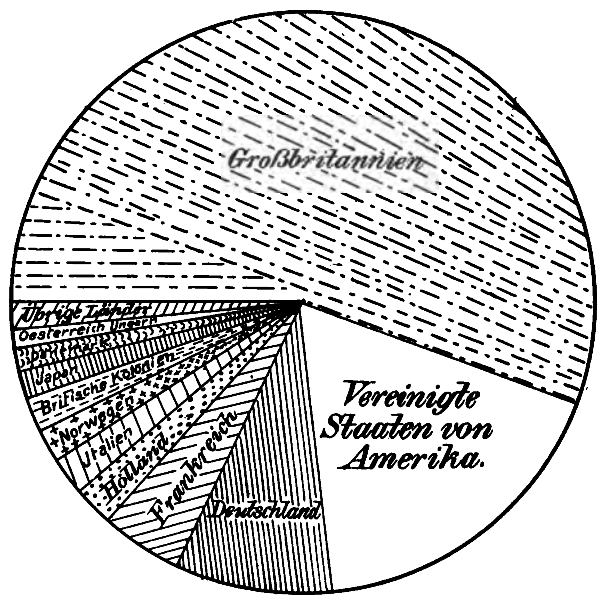


Abb. 76. Handelsschiffbau der Welt 1903.

im Jahre 1903 auf 1650 Schiffe mit 2 145 631 Brutto-Reg.-Tonnen gegen 846 Schiffe mit 1 026 741 R.-T. in 1893, entsprechend einer Zunahme von 1 118 890 R.-T. oder 109 %. Großbritannien, die Vereinigten Staaten und Deutschland, auf welche 1893 89 % des Gesamthandelsschiffbaues der Welt entfielen, produzierten 1903 92 %; hierbei sank aber Großbritanniens prozentualer Anteil am Handelsschiffbau der Welt von 80,8 % in 1893, auf 55,5 % in 1903, wohingegen die Beteiligung der Vereinigten Staaten von Amerika von 2,6 % auf 17,8 % und die Deutschlands von 5,8 % in 1893 auf 8,6 % in 1903 anwuchs. Die nachstehende Tabelle bringt die näheren Angaben über den Handelsschiffbau der Welt im Jahre 1903, veranschaulicht durch das beigefügte Schaubild (Abb. 76).

Handelsschiffbau der Welt 1903.
(Handelsschiffe von über 100 Brutto-Reg.-Tonnen.)

Land	Zahl	R.-T.	%
Großbritannien	697	1 190 618	55,5
Vereinigte Staaten von Amerika	246	381 820	17,8
Deutschland	120	184 494	8,6
Frankreich	75	92 768	4,3
Holland	109	59 174	2,8
Italien	81	50 089	2,3
Norwegen	54	41 599	2,0
Britische Kolonien	73	34 690	1,6
Japan	62	34 514	1,6
Dänemark	39	28 609	1,3
Österreich-Ungarn	6	11 328	0,5
Übrige Länder	88	35 928	1,7
Summa	1650	2 145 631	100,0

Schließlich verdienen die nahen Beziehungen des Eisen- und Stahlgewerbes zur Maschinenbau- und elektrotechnischen Industrie betont zu werden. Die deutsche Maschinenbauindustrie stellt mehr als ein Sechstel aller Industriearbeiter (exkl. Bergleute), und der Wert ihrer Erzeugnisse beträgt über 1000 Millionen Mark im Jahr. Die in den beiden letzten Jahrzehnten gesteigerte Verwendung der Elektrizität zu Betriebs- und Beleuchtungszwecken hat zu einem außergewöhnlichen Aufschwung dieses Industriezweiges geführt; daß Deutschland auf elektrotechnischem Gebiete an der Spitze aller Industriestaaten steht, beweist am besten die Tatsache, daß neun Zehntel der ganzen Geleislänge der elektrischen Bahnen Europas von deutschen Firmen verlegt sind.

Kapitel X.

Welthandel in Erzen.

I. Deckung des Eisenerzbedarfes.

Deutsches Zollgebiet. Minetterevier. Unter den deutschen Eisenerzvorkommen haben die mächtigen Ablagerungen von Minette, d. h. oolithischem Brauneisenstein, im Südwesten des Deutschen Reiches die größte Bedeutung. Das Minetterevier erstreckt sich längs des linken Moselufers in Deutsch-Lothringen nach Norden zu bis in das südliche Luxemburg hinein und nach Süden zu über die französische Grenze hinaus bis nach Nancy.

Man unterscheidet im besonderen sieben Lager von Minette, welche sich je nach der Farbe und der Art des Bindemittels kennzeichnen, und zwar spricht man, geologisch von oben beginnend, von dem rotsandigen Lager, dem roten oder rotkalkigen Lager, sowie dem gelben, grauen, braunen, schwarzen und grünen Lager. Die grüne Minette enthält viel Kieselsäure und wird zurzeit nicht abgebaut. Die schwarze Minette hat die zweitgrößte Verbreitung in Deutsch-Lothringen, wenn sie auch im nordöstlichen Gebiet gänzlich fehlt; sie hat einen höheren Gehalt an Kieselsäure und einen geringeren an Eisen als die braune Minette, welche ihrerseits tonige Bindemittel zeigt. Der Abbau des braunen Lagers wird dadurch erschwert, daß das Hangende meist ein sandig-toniges Gestein ist. Über der braunen Minette treten die kalkigen Lager auf, von denen das unterste, das graue, die größte Ausdehnung und Mächtigkeit, sowie die günstigste Zusammensetzung besitzt. Das oberste Lager, das rotsandige, ist nicht abbaufähig.

Die anstehende Erzmenge in Deutsch-Lothringen wird von Dr. Kohlmann wie folgt geschätzt:

Erzvorräte im Minetterevier.

		Millionen t
1. Plateau von Aumetz-Arsweiler, (15 000 ha)	braunes Lager.....	262,5
	graues Lager......	862,5
		1125,0
2. Gebiet zwischen Fentsch und Orne, (700 ha)	graues Lager.	384,5
3. Gebiet südlich der Orne (19 000 ha)		
a) südlicher Teil, schwarzes Lager		105,0
b) südöstlicher Teil, gelbes und schwarzes Lager		80,0
c) nordwestlicher Teil, gelbes und graues Lager.		136,5
		321,5

Hiernach stellt sich der gesammte Erzvorrat Deutsch-Lothringens auf 1832 Millionen Tonnen; von anderer Seite (Köhler) wird der Minettevorrat aber auf 3200 Millionen Tonnen veranschlagt. Die

lothringischen Erzfelder sind zum größten Teil in den Händen der lothringischen und der Saarwerke, doch haben sich auch alle größeren Eisen- und Stahlwerke vom Niederrheiu und Westfalen mit nicht geringen Erzfeldern im Minetterevier versehen, insgesamt mit über 9000 ha.

Das Minettevorkommen im Luxemburger Lande wird durch das breite Alzettetal in ein östliches Gebiet (bassin d'Esch-Rumelange-Dudelange) und in ein westliches (bassin de Belvaux-Lamadelaine) geteilt. Die Ablagerungen im westlichen Gebiet sind weniger wichtig als die im östlichen Teile, wo, vor allem bei Esch, die rote Minette sich durch reichen Eisengehalt und fast selbstschmelzenden Charakter auszeichnet. Obschon die Flächenausdehnung der Luxemburger Erzformation nicht groß ist, nur 3600 ha, so berechnet man doch mit Rücksicht auf die Mächtigkeit der Erzlager den Gesamtvorrat auf 300 Millionen Tonnen.

Die Gesamtförderung des Minetterevier betrug 1903 16693054 t, wovon 10683042 t auf Deutschland und 6010012 t auf Luxemburg entfielen. Im Jahre 1894 förderte Luxemburg mehr als Deutschland (3958281 t gegen 3922053 t), es hat sich demnach die Förderziffer in Luxemburg nur um 51,8 % erhöht, während sie in Elsaß-Lothringen um 172,4 % zunahm; im ganzen Zollgebiet stieg die Minetteerzförderung von 1894—1903 um 71,3 %.

In Luxemburg verteilte sich die Gesamtförderung des Jahres 1903 auf die einzelnen Reviere wie folgt:

Eisenerzförderung in Luxemburg 1903.

Revier	Förderung t	Wert Frs.
Esch	2 196 216	5 892 972
Düdelingen-Rümelingen .	2 139 615	5 499 006
Differdingen-Petingen . .	1 674 181	3 886 944
Summa	6 010 012	15 278 922 (2,54 Frs. p. t)

Der Erzverbrauch der Luxemburger Hütten belief sich 1903 auf 3757565 t oder 60 % der Gesamtförderung; 1816975 t = 30 % erhielt Belgien.

Der Absatz des deutsch-lothringischen Minetterevier betrug 1903 10740317 t gegen 8757782 t in 1902. Der größere Teil, über 55 %, wurde auf den einheimischen Werken verhüttet, 31 % gingen beinahe zu gleichen Teilen ins Saargebiet und nach Rheinland-Westfalen, 7,5 % nach Luxemburg, fast 5 % nach Frankreich und 1 % nach Belgien. Gegenüber dem Jahre 1899 hat prozentual eine Steigerung des Absatzes nach den lothringischen Hütten und nach Rheinland-Westfalen stattgefunden, wohingegen der Absatz nach dem Saarrevier,

Luxemburg und Frankreich prozentual und nach Belgien auch absolut zurückging, wie die nachstehende Übersicht zeigt:

Absatzverhältnisse des deutsch-lothringischen Minettereviers.

Empfänger	1903		1899	
	t	%	t	%
Lothringische Hütten	5 934 130	55,25	3 739 536	53,6
Saarhütten	1 664 427	15,50	1 348 804	19,3
Rheinland-Westfalen	1 682 090	15,66	701 655	10,1
Luxemburg	815 735	7,50	550 306	7,9
Frankreich	528 243	4,92	477 696	6,9
Belgien	115 692	1,07	154 683	2,2
Summa	10 740 317	100,0	6 972 690	100,0

Die Gestehungskosten der Minette belaufen sich bei Tage- oder Stollenbau auf 1,50—2 ℳ und bei Tiefbau (ohne Amortisation) auf 2—3 ℳ für 1 t. In Luxemburg lassen sich wegen der Mächtigkeit der Erzlager die Erze im allgemeinen leichter gewinnen als in Lothringen, daher stellt sich auch der Verkaufswert dort niedriger. Das untenstehende Schaubild führt die Preise der braunen Minette seit 1894

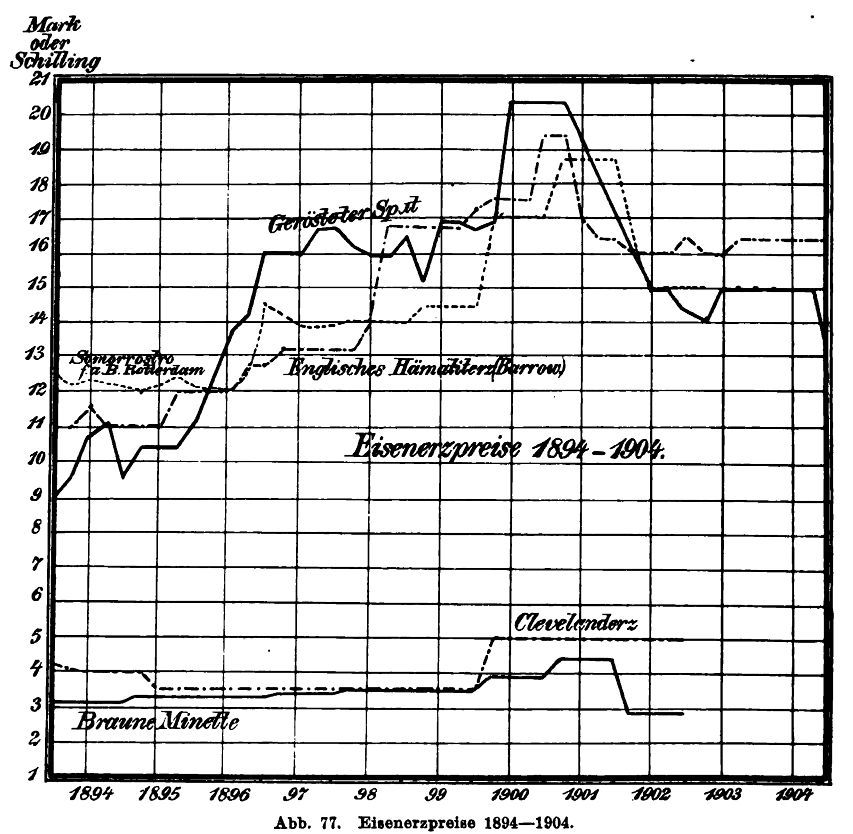


Abb. 77. Eisenerzpreise 1894—1904.

vor Augen. Für die Beförderung der Minette kommt folgender Eisenbahnfrachttarif in Betracht: Einheitssatz bis 100 km je 1,8 ₰, 101 bis 190 km (Anstoß) je 1,5 ₰, über 190 km (Anstoß) je 1 ₰ zuzüglich 70 ₰ für 1 t Abfertigungsgebühr.

Die Bahnfracht der Minette nach dem Saarrevier stellt sich dementsprechend auf 2,50—3 *M*, so daß der Erzpreis loco Hochofen 4,75—5,25 *M* beträgt.

Beim Bezug der Minette zu Wasser ermäßigt sich der Preis um 1—1,5 *M*. Unter Berücksichtigung der genannten Frachtverhältnisse kostet die Minette bei einem Preise von 3,90 *M* für 1 t in Rheinland-Westfalen und im Siegerland wie folgt:

	Entfernung km	Fracht *M*	Preis loco Hütte *M*
Algringen—Ruhrort	339	5,30	9,20
Algringen—Gelsenkirchen	347	5,40	9,30
Esch—Siegen	321	5,20	9,10

Nach Schaffung einer schiffbaren Mosel- und Saarwasserstraße würde sich die Fracht von Algringen nach Ruhrort um 46 % billiger stellen als die Bahnfracht, und von Algringen nach Gelsenkirchen um 27 %, sowie von Esch nach Ruhrort um 40 %.

Siegerland. An zweiter Stelle unter den deutschen Eisenerzrevieren steht das Siegerland, dessen Eisensteinbergbau unter den preußischen Revieren die größte Ausdehnung und Wichtigkeit besitzt. Der Siegerländer Eisenstein besteht wesentlich aus phosphorfreiem Spateisenstein mit 6—7 % Mangan, der am Ausgehenden manchmal in Brauneisenstein umgewandelt ist; außerdem findet sich Roteisenstein bzw. Eisenglanz vor. Der rohe Spateisenstein wird zum größten Teil geröstet. Trotz der schier tausendjährigen Vergangenheit des Siegerländer Eisensteinbergbaues hat sich die Beschaffenheit der Lagerstätten fast gar nicht verändert; man nimmt auf den Hauptgangzügen ein Niedersetzen der edlen Mittel in ewige Teufe an.

Die Erzförderung bestand 1903 aus 8 % Eisenglanz und Brauneisenstein, 36 % Rohspat und 56 % Rostspat; sie betrug in Rohspat übertragen (1:1,3) 1711631 t gegen 1584923 t in 1894, entsprechend einer Zunahme von 8 % in diesem Jahrzehnt. Der Wert der Eisensteinförderung des Jahres 1903 belief sich auf 17993910 *M*, d. h. für 1 t auf 10,51 *M* gegen 11,72 *M* in 1902.

Abgesetzt wurden in 1903 gemäß nachstehender Tabelle (siehe S. 176) 1707792 t, und zwar 950638 t = 55,7 % an die Siegerländer Hütten und 757157 t = 44,3 % nach auswärts.

Eingeführt wurden in 1903 330949 t Eisensteine aus dem benachbarten Dill-Lahn-Revier und ca. 170000 t an Puddel- und Schweißschlacken und ausländischen Erzen.

Absatzverhältnisse des Siegerländer Eisensteinreviers 1903.

Empfänger	Brauneisenstein u. Eisenglanz t	Roher Spat t	Gerösteter Spat (übertragen in Rohspat) t	Summa t	%
Rheinland-Westfalen	3 329	15 092	443 012	461 433	26,5
Sonstige auswärtige Hütten	100 899	8 830	195 992	305 721	17,8
Siegerländer Hütten......	—	—	—	950 638	55,7

Die Selbstkosten für Rohspat sind mit zunehmender Teufe seit 1893 ständig und bis fast auf das Doppelte gestiegen, wie die nachstehende Übersicht des Näheren ergibt.

Selbstkosten für Rohspat im Siegerland.

Jahr	ℳ	Jahr	ℳ
1893	4,86—6,30	1899	7,77— 9,63
1895	5,55—7,04	1900	8,24—11,58
1897	6,70—9,36	1903	7,74—12,90

Die Preise für Rohspat stellten sich 1903 auf 10,20—10,70 ℳ, für Rostspat auf 14—15 ℳ, für Brauneisenstein auf 10—10,5 ℳ und für Glanzeisenstein auf 13,20—14,20 ℳ.. Die Preisschwankungen für Rostspat innerhalb des letzten Jahrzehnts sind aus dem Schaubild (Seite 174) ersichtlich.

Der Eisenbahnfrachttarif für die Beförderung von Siegerländer Eisenstein beträgt je 1,25 ₰ für das Tonnenkilometer zuzüglich 60 ₰ für 1 t Abfertigungsgebühr. Bei einem Preise von 10,70 ℳ kostet daher die Tonne Rohspat loco Bochum und Grevenbrück wie folgt:

	Entfernung km	Fracht ℳ	Preis loco Hütte ℳ
Niederschelden-Bochum	134	2,30	13,—
Niederschelden-Grevenbrück .	46	1,80	12,—

Wenngleich man in neuerer Zeit durch Verwendung der aus den Hochofengasen unmittelbar erzeugten Elektrizität in den Gruben die Förderkosten herunterzudrücken bestrebt ist, so wird doch in erster Linie eine möglichst regelmäßige und zugleich möglichst große Förderung erforderlich sein, um in Zukunft einer weiteren Erhöhung der Erzselbstkosten vorzubeugen. Die größere Förderziffer bedingt aber einen größeren Absatz, und dieser kann in der Hauptsache nur durch Ermäßigung der bisherigen hohen Brennstofffrachten erzielt werden, so daß mehr Roheisen im Siegerlande erblasen, d. h. mehr Erz verhüttet werden kann.

Dill- und Lahnrevier. Die Erzformation im Dill- und Lahngebiete hat eine geringere Bedeutung als die des Siegerlandes. Die anstehende Erzmenge besteht hauptsächlich aus Braun- und Roteisen-

steinen; man unterscheidet zwei Sorten Brauneisensteine, manganreiche mit 5—13 % Mangan und 28—32 % Eisen, und manganärmere mit 40—48 % Eisen und bis zu 5 % Mangan; der Roteisenstein enthält 46—52 % Eisen. Außerdem gibt es noch Flußeisenstein, d. h. eisenarme, aber kalkige, fast selbstschmelzende Erze. Die Brauneisensteinlager sind zum größten Teile (ca. 60 %) aufgeschlossen, doch bleibt die Möglichkeit neuer Erzmulden keineswegs von der Hand zu weisen. Die Roteisensteinlager bergen noch mehr als das Vierfache der aufgeschlossenen Erzmenge.

Erzvorräte im Dill- und Lahnrevier.

Sorte	Aufgeschlossen u. vorgerichtet		Noch nicht aufgeschlossen	
	t	ℳ	t	ℳ
Roteisenstein	5 520 000	55 200 000	23 400 000	234 000 000
Flußeisenstein..........	3 580 000	28 640 000	600 000	4 800 000
Brauneisenstein	25 150 000	176 050 000	17 000 000	119 000 000
Summa	34 250 000	259 890 000	41 000 000	357 800 000

Die Erzförderung des Dill- und Lahngebietes betrug 1903 1 009 630 t im Werte von 8 653 066 ℳ, d. h. für 1 t 8,57 ℳ. Die näheren Angaben folgen in der nachstehenden Zusammenstellung.

Erzförderung im Dill- und Lahngebiet 1903.

	Brauneisenstein		Spateisenstein		Roteisenstein		Summa	
	t	ℳ	t	ℳ	t	ℳ	t	ℳ
Regierungsbezirk Wiesbaden	142 579	899 131	5 543	23 708	395 073	3 601 121	543 195	4 523 960
Regierungsbezirk Koblenz.......... (ohne Bergrevier Daadenkirchen)	50 065	304 334	256 247	2 533 088	160 123	1 291 684	466 434	4 129 106
Summa	192 644	1 203 465	261 790	2 556 796	555 196	4 892 805	1 009 630	8 653 066

	Brauneisenstein	Spateisenstein	Roteisenstein	Summa
Wert für 1 t.....	6,25 ℳ	9,80 ℳ	8,82 ℳ	8,57 ℳ
Anteil an der Gesamtförderung .	19 %	26 %	55 %	100 %
Anteil am Gesamtwert	14 %	29 %	57 %	100 %

Die Selbstkosten der Eisenerzförderung sind in den letzten zwei Jahrzehnten um fast 50 % gestiegen. Als Tarif für die Bahnbeförderung gilt nach auswärtigen Revieren derselbe Satz wie beim Siegerländer Eisenstein, im Industriebezirk an der Lahn-Dill-Sieg und im Revier Brilon beträgt er je 1,5 ₰ für 1 tkm zuzüglich 60 ₰ für 1 t Abfertigungsgebühr. Bei einem Grubenpreis für den Roteisenstein der Lahn von 10 ℳ für 1 t und für den Brauneisenstein von 8,30 ℳ für 1 t stellen sich die Fracht- und Preisverhältnisse der Lahn- und Dillerze wie folgt:

		Entfernung km	Fracht ℳ	Preis loco Hochofen ℳ
Roteisen-	von Wetzlar nach Niederschelden ...	82	1,80	11,80
stein	„ „ „ Dortmund	219	3,30	11,30
Braun-	„ Dillenburg nach Niederschelden.	53	1,40	9,70
eisenstein	„ „ „ Dortmund	190	3,00	11,30

Der Absatz der Dill- und Lahneisensteine hat wesentlich unter den sehr verbesserungsbedürftigen Transportverhältnissen von der Grube zur Bahn sowie unter den hohen Bahnfrachten zu leiden, so daß bei der stets wachsenden Konkurrenz die beantragte Kanalisierung der Lahn um so notwendiger wird. Ein Bild der Absatzverhältnisse im Jahre 1903 bietet die folgende Tabelle.

Absatzverhältnisse des Dill- und Lahn-Eisenerzreviers 1903.

Empfänger	t	%
Siegerland	330 949	40,3
Sieg-Lahnhütten	285 946	34,8
Ruhrbezirk..	153 759	18,7
Saargebiet	48 796	5,9
Lothringen	1 559	0,2
Ausland	532	0,1
Summa	821 541	100,0

Rheinland-Westfalen. Der Eisensteinbergbau im Ruhrbezirk hat verhältnismäßig nur geringe wirtschaftliche Bedeutung. Im Jahre 1903 standen 13 Bergwerke im Betrieb, welche 278 697 t Eisenerze im Werte von 1 027 902 ℳ förderten; gegen 1893 mit 375 923 t fiel die Förderung um 38 %. Im besonderen wurden 1903 gewonnen 120 860 t Spateisensteine, 102 802 t Brauneisensteine, 24 112 t Toneisensteine, 15 600 t Roteisensteine und 15 323 t Kohleneisensteine. Der Hauptanteil entfällt gemäß nachfolgender Statistik auf den Regierungsbezirk Osnabrück, woselbst die Erzgruben der Georgs-Marienhütte und der Dortmunder Union liegen.

Eisenerzförderung im Oberbergamtsbezirk Dortmund 1903.

Regierungsbezirk Osnabrück	140 887 t
Münster	74 835 t
Minden	39 312 t
Arnsberg	13 444 t
Bergrevier Werden...............	10 219 t
Summa	278 697 t

Im Steinkohlengebirge des Ruhrreviers treten im Gegensatz zu ähnlichen Formationen in englischen Kohlenbecken die Toneisensteinflötze nur unregelmäßig auf, so daß die planmäßige Ausbeutung (mehr oder minder) unmöglich wird. Neuerdings hat man aber am Nieder-

rhein nördlich von Wesel unter Steinkohle in etwa 470 m Teufe ein 10 m mächtiges Toneisensteinlager erbohrt.

Außer den geförderten Eisenerzen liefert der Oberbergamtsbezirk Dortmund noch etwa 600 000 t Schlacken und Kiesabbrände zur Deckung des Erzbedarfes der rheinisch-westfälischen Hütten. Die Gesamtmaterialienmenge macht ungefähr ein Siebentel der gesamten Erzversorgung aus. Ein Drittel wird ferner aus dem Inlande eingeführt, und mit über der Hälfte ist der niederrheinisch-westfälische Bezirk auf das Ausland, insbesondere Spanien und Schweden, angewiesen, wie die folgende Einfuhrstatistik von Eisenerz über Rotterdam nach Rheinland-Westfalen erkennen läßt.

Einfuhr ausländischer Eisenerze nach Rheinland-Westfalen über Rotterdam 1904.

Herkunft	t	%
Spanien	1 791 307	43,7
Schweden u. Norwegen	1 589 399	39,0
Amerika	233 740	5,7
Griechenland	173 587	4,2
Algier	168 091	4,1
Frankreich	120 338	2,9
Rußland	17 642	0,4
Summa	4 094 104	100,0

Hinsichtlich des Frachtweges der eingeführten ausländischen Erze sei auf die folgende Übersicht (nach Dr. Tübben) (S. 180) verwiesen.

Wenn nun auch der niederrheinisch-westfälische Bezirk auf die Einfuhr fremder Eisenerze angewiesen ist, so muß man vom volkswirtschaftlichen Standpunkte aus doch den Bezug der phosphorhaltigen schwedischen Erze, der Raseneisensteine, der Puddelschlacken usw. insofern bedauern, als in Lothringen genügend phosphorreiche Erzmengen zur Verfügung stehen, um den für die Thomasroheisenfabrikation nötigen Bedarf an Phosphor zu decken. Leider stellen sich die Transportkosten der lothringischen Minette trotz der geringen Entfernung vom Ruhrrevier so hoch, daß es im allgemeinen für die rheinisch-westfälischen Hütten billiger ist, aus dem siebenmal weiter abgelegenen Schweden (Gellivara) ihre phosphorhaltigen Erze zu beziehen. Auf diese Weise muß die Ruhrindustrie alljährlich ca. 25 000 000 ℳ an das Ausland zahlen.

Bei geeigneten Wasserstraßen (Mosel- und Saarkanal) würden die am Rhein gelegenen Hütten, welche an sich schon ihre Erzentladeeinrichtungen auf die Verbindungen mit den Wasserstraßen berechnet haben und für den Bahnbezug mehr oder weniger beschränkt sind, die Minette zu Wasser beziehen können und hinsichtlich der abseits vom Rhein gelegenen westfälischen Hochofenwerke, welche für die

Übersicht über Herkunft und Frachtverhältnisse der vom Ausland in den Ruhrbezirk eingeführten Eisenerze.

Herkunft	Gewinnungsort bzw. Erzrevier	Kurze geographische Bezeichnung des Frachtweges	Frachtweglänge v. Gewinnungsort bis zur Hütte km	Ungefähre Frachtkosten M
1. Spanien u. Portugal				
a) Nordspanien	Bilbao usw.	Bilbao (Carthagena, Santander)—Rotterdam Seeweg, dann Schienenweg, teilw. Wasserweg	1760	7,00
b) Südspanien u. Portugal	Carthagena, Almeria		3700	12,35
c) Abbrände	Bilbao, Santander			
2. Schweden u. Norwegen				
a) Magneteisensteine ...	Grängesberg, Gellivara	Oxelösund bzw. Lulea—Rotterdam u. Skien—Rotterdam, dann Seeweg wie bei 1.	1950* 2600*	6,00 6,00
b) Roteisensteine	Skien		1935	6,00
3. Holland				
a) Raseneisensteine	Beeringen, Meppel usw.	teils Schienenweg, teils Wasserweg	207	3,83
b) Kiesabbrände	Aus chem. Fabriken		200	3,70
4. Belgien				
a) Raseneisensteine	Nordküste	Über Antwerpen nach Ruhrort Wasserweg, dann Schienenweg	335	2,95
b) Kiesabbrände	Aus chem. Fabriken		347	3,50
c) Puddelschlacke	Aus Eisenhütten			
5. Frankreich				
a) Roteisensteine	Caen u. Nantes	Bis Rotterdam Seeweg, dann wie bei 1.	800	5,00
b) Puddelschlacke	Aus Eisenhütten		1200	?
6. Italien				
a) Magnete u. Eisenglanz .	Insel Elba	Bis Rotterdam Seeweg, dann wie bei 1.	4485	11,30
b) Manganhaltiger Brauneisenstein	Santa liberta		4500	11,50
7. Griechenland Manganhaltiger Brauneisenstein	Insel Seriphos	Seeweg Ergasteria bis Rotterdam, dann wie bei 1.	6430	11,07
8. Algier Magnet- u. Roteisensteine	Mokta, Brika, Tafna	Bone, Algier Seeweg bis Rotterdam, dann wie 1.	4060	11,00
9. Rußland Rot- u. Magneteisensteine	Krivoi Rog.	Südrussischer Hafen Seeweg bis Rotterdam, dann wie bei 1.	8500	10,50
10. Kanada Roteisensteine	Wabana	Halifax—Rotterdam Seeweg, dann wie bei 1.	4800	11,00
11. England Puddelschlacken	Aus Eisenhütten	Über Rotterdam Seeweg	840	6,50

schwedischen Erze außer der Wasserfracht noch Bahnfracht zu zahlen haben, könnte die Minette bei geringen Eisenbahntarifvergünstigungen ebenfalls mit den Gellivaraerzen konkurrieren. Berücksichtigt man ferner, daß von Rheinland-Westfalen nach dem Minetterevier jährlich ca. 4 Millionen t Kohle und Koks verfrachtet werden und daß die Rückfracht von dort nach dem Ruhrrevier an Erz, Roheisen, Halbzeug usw. nur etwa die Hälfte beträgt, d. h. die Hälfte der Tragfähigkeit der

*) Grängesberg—Gellivara

zurücklaufenden Wagen nicht ausgenutzt wird, so bleibt es um so mehr zu beklagen, daß der Eisenbahnverwaltung weitere Frachtherabsetzungen mit Rücksicht auf die allgemeine Finanzlage unzulässig erschienen.

Oberschlesien. Die oberschlesischen Eisenerze sind zumeist Brauneisensteine der Muschelkalkschichten in den Kreisen Tarnowitz und Beuthen; Toneisensteine und Sphärosiderite des Steinkohlengebirges werden fast nur noch verschwindend wenig abgebaut, desgleichen Raseneisenerze; etwa ein Sechstel der Erzförderung wird als Nebenprodukt bei den Zinkgruben gewonnen.

Die Gesamtproduktion des Jahres 1904 stellte sich auf 337 396 t gegen 560000 t in 1894, entsprechend einer Abnahme der Förderziffer von 40 %. Die Jahresleistungen der einzelnen Arbeiter schwanken zwischen 125 und 148 t, da die Lagerstätten verhältnismäßig unregelmäßig sind. Der Wert der Eisenerzförderung betrug 1904 rund 2 Millionen Mark, d. h. 5,93 ℳ pro Tonne gegenüber 6,63 ℳ in 1903 und 7,12 ℳ in 1900.

In den letzten zehn Jahren hat sich das Bild der Erzbedarfsdeckung in Oberschlesien vollständig verschoben. Während 1894 die Lokalerze noch gut die Hälfte des Möllers ausmachten, sank der Anteil 1904 auf weniger als ein Viertel; statt dessen stieg im selben Zeitraume der Prozentsatz der ausländischen Erze im Möller auf mehr als das Doppelte, wie die folgende Gegenüberstellung erkennen läßt:

Eisenerzverbrauch in Oberschlesien.

	1904		1894	
	t	%	t	%
Eigenes Eisenerz	390 060	23,8	618 652	50,1
Andere deutsche Eisenerze	47 101	2,9	31 444	2,6
Ausländische Erze	629 075	38,2	224 449	18,2
Schlacken u. Sinter	427 621	26,0	287 332	23,3
Schwefelkiesabbrände	144 668	8,8	68 425	5,6
Schrott	4 901	0,3	3 465	0,2
Summa	1 643 526	100,0	1 233 767	100,0

Von der Gesamtmenge der verbrauchten oberschlesischen Eisenerze waren 386 452 t Brauneisensteine, 2 008 t Toneisensteine und 1 600 t Raseneisenerze.

Von den verhütteten Eisenerzen aus dem übrigen Deutschland sind diejenigen aus Nieder- und Mittelschlesien größtenteils Magneteisensteine aus Schmiedeberg im Riesengebirge (39 581 t), zu einem geringeren Teile Toneisensteine aus den Steinkohlengruben des Waldenburger Bezirkes; diejenigen aus Schweden stellen durchweg Magneteisensteine dar, die aus Österreich ganz überwiegend steiermärkische Spate, die aus Ungarn Spate der Komitate Zips und Gömör, die aus

Rußland zumeist Roteisensteine aus Krivoi Rog, Gouv. Jekaterinoslaw, und der Rest Toneisensteine aus Russisch-Polen; die Kiesabbrände und Eisenschlacken stammen aus fast allen Teilen Europas und von letzteren im besonderen 113490 t aus dem Ausland. Die nachstehende Tabelle enthält die Mengen der ausländischen Eisenerze, welche 1904 nach Oberschlesien versandt wurden.

Einfuhr ausländischer Eisenerze nach Oberschlesien 1904.

Herkunft	t	%
Schweden u. Norwegen	217 370	34,5
Ungarn	197 588	31,4
Rußland	162 232	25,8
Österreich	49 618	8,0
Spanien	2 016	0,3
Bosnien	251	—
Summa	629 075	100,0

Wie sehr Oberschlesien im letzten Jahrzehnt bestrebt gewesen ist, den Möller mit hocheisenhaltigen Materialien anzureichern, zeigt der Umstand, daß das Ausbringen aus dem Erzmöller sich von 42 % in 1894 auf 50,2 % in 1904 erhöhte, bei gleichzeitiger Verminderung des Zuschlages pro Tonne Roheisen von 79,6 % auf 48,2 %.

Für die Beförderung überseeischer Eisenerze von Stettin etc. nach Oberschlesien gilt als Frachteinheitssatz der Eisenbahn 1,34 ₰ für 1 tkm zuzüglich 60 ₰ für 1 t Abfertigungsgebühr; Mindestmenge 45 000 kg.

Das von Oberschlesien aus bei Stettin in Pommern gegründete Hochofenwerk „Kraft" ist, abgesehen von kleinen Mengen lokaler Rasenerze, völlig auf die Einfuhr ausländischer Eisenerze, insbesondere Schwedens, Spaniens und der Mittelmeerstaaten angewiesen.

Übriges Deutschland. Von den weiteren Eisenerzvorkommen Preußens haben nur die Braun- und Spateisensteine von Kamsdorf (Oberbergamtsbezirk Halle) für das Hochofenwerk in Unterwellenborn und die Brauneisensteine und Bohnerze des Oberbergamtsbezirks Clausthal für die Hochöfen der Ilseder und der Mathildenhütte am Harz Bedeutung. Es förderte 1903 der Oberbergamtsbezirk Halle 66050 t Brauneisensteine und 5 744 t Spateisensteine, insgesamt 71 794 t im Werte von 239 792 *M*, sowie der Oberbergamtsbezirk Clausthal 462 520 t Brauneisensteine (davon 410 109 t im Kreise Peine), 79 942 t Bohnerze (68 142 t im Kreise Goslar) und 1 750 t Roteisensteine, zusammen 535 212 t im Werte von 2 188 978 *M*. Der Anteil der übrigen deutschen Staaten an der Deckung des Erzbedarfes der deutschen Hütten geht aus der nachstehenden Gesamtübersicht der Erzförderung im deutschen Zollgebiet hervor, wobei bemerkt sei, daß in Bayern hauptsächlich die Erzvorkommen von Amberg für die Max-

hütte und die von Sulzbach und Auerbach für die Maximilianshütte in Betracht kommen; sie liegen sämtlich in der Oberpfalz und förderten 1903 153 339 t Erz entsprechend 690 000 *M*, d. h. 4,50 *M* für 1 t.

Eisenerzförderung im deutschen Zollgebiet 1903.

Staaten und Landesteile	Werke			Produktion		Wert für 1 t
	ohne Produktion	mit Produktion Haupt-betriebe	mit Produktion Neben-betriebe	Menge	Wert insgesamt	
				t	*M*	*M*
Preußen:						
Provinz Schlesien	—	15	7	379 450	2 410 000	6,35
„ Sachsen	1	2	—	79 163	262 000	3,31
„ Hannover	1	11	—	625 083	2 391 000	3,83
„ Westfalen . . .	17	31	6	1 022 925	9 665 000	9,45
„ Hessen-Nassau .	39	112	3	594 211	4 815 000	8,10
„ Rheinland . . .	35	82	2	1 085 911	10 869 000	10,01
Zusammen Preußen	93	253	18	3 786 743	30 412 000	8,03
Bayern	3	24	—	162 500	757 000	4,66
Sachsen	1	4	2	138	2 000	17,10
Hessen	9	16	—	207 695	1 641 000	7,90
Braunschweig	—	3	—	213 784	363 000	1,70
Sachsen-Meiningen . . .	—	2	—	113 148	438 000	3,87
Waldeck	—	1	1	32 665	164 000	5,01
Reuß j. L.	6	3	—	10 263	42 000	4,09
Elsaß-Lothringen	4	50	—	10 683 042	28 130 000	2,63
Übrige deutsche Staaten	—	6	—	10 663	62 000	5,86
Deutsches Reich	116	362	21	15 220 638	62 011 000	4,07
Hierzu: Luxemburg . . .	—	80	—	6 010 012	12 224 000	2,03
Deutsches Reich und Luxemburg	116	442	21	21 230 650	74 235 000	3,50
Summa 1904	—	—	—	22 047 097	76 668 000	3,48

Gegen das Jahr 1894 hat sich die Eisenerzförderung des Zollgebietes um 71 % vermehrt und gegenüber 1884 um 144 %, während die Roheisenerzeugung gegenüber 1894 um 86 % und gegenüber 1884 um 180 % gestiegen ist. Infolgedessen hat die Eisenerzeinfuhr nach Deutschland einen erheblichen Umfang erreicht; sie stieg von 2 093 007 t in 1894 auf 6 061 127 t in 1904, d. h. um 190 %, bei einer gleichzeitigen Steigerung der Ausfuhr um 34,5 %, wie aus der nachstehenden Statistik hervorgeht.

Eisenerzausfuhr Deutschlands (einschl. Luxemburg).

Empfänger	1904	1894	Unterschied in 1903 gegen 1894
	t	t	%
Belgien	2 025 555	1 260 188	+ 60,0
Frankreich	1 379 880	1 228 698	+ 12,0
Andere Länder	35 410	69 843	+ 97,0
Summa	3 440 845	2 558 729	+ 34,5

Eisenerzeinfuhr nach Deutschland 1904.

Herkunft	t	%
Spanien	3 003 421	49,5
Schweden	1 584 080	26,1
Österreich-Ungarn	337 311	5,6
Frankreich	259 915	4,3
Rußland	250 095	4,1
Britisch-Nordamerika	241 047	4,0
Belgien	177 690	2,9
Algier	85 495	1,6
Griechenland	43 758	0,7
Freihafen Hamburg	37 675	0,6
U. S. A.	17 480	0,3
Niederlande	14 616	0,2
Britisch-Indien	1 229	
Norwegen	686	0,1
Andere Länder	7 629	
Summa	6 061 127	100,0

Die Eisenerzeinfuhr Deutschlands hat, absolut genommen, besonders in den letzten Jahren gemäß nebenstehendem Schaubild in bemerkenswerter Weise zugenommen. Im Jahre 1902 zahlte Deutschland für 3 957 402 t eingeführte Eisenerze 59 235 000 *M*, 1904 für 6 061 127 t 92 735 000 *M*, d. h. innerhalb zweier Jahre erfolgte eine Zunahme der Einfuhr von über 2 Millionen t Erz und eine Zunahme des Wertes in Höhe von über 33 Millionen *M*.

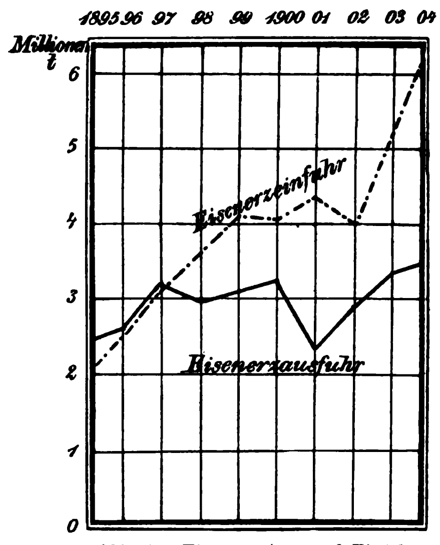


Abb. 78. Eisenerz-Aus- und Einfuhr des deutschen Zollgebietes 1895—1904.

Bei solchen Summen drängt sich unwillkürlich die Frage auf, warum Deutschland, das den reichsten Eisenerzbezirk Europas aufweisen kann und gesegneter an Eisenerz ist als sämtliche Staaten Mitteleuropas zusammen, in solcher Menge Eisenerze aus dem Ausland einführt. Die Erklärung liegt in erster Linie darin, daß die Frachten nicht in dem Maße herabgesetzt sind, wie es in Interessentenkreisen nach den Verhandlungen über die Eisenbahnverstaatlichung erwartet wurde angesichts der Erklärung, daß „dies so vereinigte Eisenbahnsystem in erster Linie dem Verkehr dienen solle, das Finanzinteresse aber zurückzustehen habe“. Gegenüber dem Jahre 1879, dem Beginn der Verstaatlichung, fanden bis 1903 folgende Tarifermäßigungen für Eisenerze statt:

von Stettin nach Königshütte . . . . — 43 %
„ Schmiedeberg „ „ . . . . . — 37,5 %
„ Niederschelden nach Bochum . . . . . — 38 %
„ Dillenburg „ „ . . . . . — 38 %
„ Hayingen „ „ . . . . . — 33 %
„ Esch „ „ . . . . . — 34 %

In demselben Zeitraum stieg die Roheisenproduktion um 350 %, der Schienenpreis für die Staatsbahnen fiel um 19 %, und die Bruttoeinnahmen aus dem Güterverkehr vermehrten sich um 137 %, wobei die Verzinsung des Anlagekapitals von 5,9 % auf 7,3 % anwuchs. Von 1882/3—1902 haben die preußischen Staatsbahnen einen Gesamtbetrag von $7^2/_3$ Milliarden ℳ Überschuß geliefert, wovon 4 Milliarden ℳ als Reinüberschuß. Aus diesem Reinüberschuß wurden 215 Millionen ℳ zu dem Dispositionsfonds der Eisenbahnen geliefert, über eine Milliarde ℳ Schulden getilgt und 2,8 Milliarden ℳ zur Deckung anderweitiger etatsmäßiger Ausgaben verwendet. Andererseits aber stellte sich unser Rohstofftarif um ein Mehrfaches höher als der Tarifsatz amerikanischer Bahnen für Eisenerze! Der Wunsch nach weiterer Frachtermäßigung bleibt unter solchen Umständen verständlich, und er hat Anspruch auf Erfüllung, wenn die benötigten Tarifermäßigungen durch Verminderung der Betriebsausgaben sich ausgleichen. Letzteres würde unter Wahrung der finanziellen Interessen zu erwarten sein, sofern es sich ermöglichen läßt, nach dem Vorbilde der mit unserer Eisenindustrie konkurrierenden Länder zur Einführung von Wagen hoher Tragfähigkeit, von Selbstentladern, sowie zur Beförderung der Massengüter in geschlossenen Zügen überzugehen.

Nicht minder hängt ferner die Höhe unserer Erzeinfuhr ab von unseren Wasserfrachtverhältnissen. So billige Tarifsätze für Massengüter, wie sie z. B. in den Vereinigten Staaten die Eisenbahnen für den Erztransport aufweisen (0,64 ₰ pro tkm und die Carnegiebahn sogar 0,4 ₰), können uns nur Wasserstraßen liefern. Würde unser natürliches und künstliches Wasserstraßennetz erweitert und vervollständigt, würden vor allem Saar und Mosel, Lahn und Sieg kanalisiert, so würde der Erzbergbau im Nassauischen und im Siegerland aufblühen und ebenso der lothringische Bergbau seine ihm gebührende Stellung einnehmen können zur Hebung unserer Eisenindustrie, zur Erhöhung der Arbeitsgelegenheit für unsere ständig zunehmende Bevölkerung und zum Wachsen des Nationalvermögens. „Möge es uns gelingen“ — so sagte am 17. Juni 1900 unser weitblickender Kaiser in Lübeck, — „durch den Ausbau unserer Kanäle im Innern die Erleichterung des Verkehrs zu erreichen, deren wir bedürfen. Der Segen wird bei unseren Wasserstraßen niemals ausbleiben.“

Vereinigte Staaten von Amerika. Die Eisenerzgebiete der

Vereinigten Staaten von Amerika umfassen eine Gesamtfläche von 18 000 Quadratmeilen; hiervon entfallen auf das Lake-Superior-Erzgebiet, welches 95 % der phosphorarmen Hämatiterze für den Bessemerprozeß liefert, 9000 Quadratmeilen. Die größte Wichtigkeit besitzen zurzeit das Lake-Superior-Gebiet und Alabama, später kann eventuell auch Wyoming als Wettbewerber auftreten, woselbst bedeutende Erzlager vorhanden sein sollen, deren Abbau aber bei den schlechten Transportverhältnissen des Landes noch auf lange Zeit hinaus nicht wirtschaftlich sein wird. An der Westküste, am Stillen Ozean, finden sich nur im Staate Washington Erzlager, die ebenfalls augenblicklich noch ohne Bedeutung sind.

Die Lake-Superior-Erzlager erstrecken sich hauptsächlich durch die Staaten Michigan und Minnesota, zum geringen Teil auch durch Wisconsin, und stellen das größte Erzvorkommen der neuen Welt dar. Man unterscheidet am Lake Superior fünf Haupterzdistrikte, von denen der älteste, der Marquettedistrikt, schon seit 1856 bekannt ist, während die Menomineeerze erst seit 1877, die Gogebic- und Vermillionerze 1884 und die Mesabierze erst 1892 in Angriff genommen sind. Die Vorräte der Mesabierzfelder werden nach Jeans auf 250 Millionen t*) geschätzt und die der älteren Lake-Superior-Erzgebiete auf 500 Millionen t. Die anstehende Brauneisensteinmenge in Alabama veranschlagt man vergleichsweise auf 60 Millionen t.

Für die einzelnen Lake-Superior-Erzdistrikte ergibt sich bis zum Schluß des Jahres 1904 folgende Gesamtförderung.

Gesamteisenerzförderung im Lake-Superior-Distrikt.

Erzdistrikt	Beginn der Förderung	Förderung bis 31. Dezember 1900 t	Förderung vom 1. Januar 1901 bis 31. Dezember 1904 t	Gesamtförderung bis 31. Dezember 1904 t
Marquette	1856	59 592 793	13 223 817	72 816 610
Menominee. . .	1877	34 015 979	15 060 694	49 076 673
Gogebic	1884	31 216 635	11 912 838	43 129 473
Vermillion	1884	15 191 180	7 829 528	23 020 708
Mesabi.	1892	31 400 077	47 396 280	78 796 357
	Summa	171 416 664	95 423 157	266 839 821

Mit Ausnahme des Mesabierzdistriktes hat die Förderziffer der genannten Hauptbezirke sich entsprechend dem Alter der jeweiligen Bergbaubetriebe entwickelt; der Mesabierzdistrikt hingegen hat trotz seiner Jugend selbst die Gesamtförderung des ältesten Erzdistriktes von Marquette übertroffen und liefert heute über die Hälfte aller Lake-Superior-Erze. In der Hauptmasse gehören die Mesabierze zu

*) Nach Professor Thörnebohm auf 500 Millionen t (Teknisk Tidskrift, September 1905).

den phosphorhaltigen, desgleichen die Erze des Menomineedistriktes; die Marquetteerzgruben fördern bis etwa 40 % ihrer Produktion phosphorarmes Material und die Gogebicgruben fast gänzlich.

In den letzten Jahren hat man einige neue Eisenerzvorkommen in der Lake-Superior-Region entdeckt, die jedoch nicht die Bedeutung der älteren Vorkommen besitzen. Die Erzlager des anfänglich viel versprechenden Baraboobezirkes, welche wohl mit dem Menomineedistrikt zusammenhängen, haben nur für die Hochöfen bei Chicago, Milwaukee usw. Interesse und können eine Verschiebung der allgemeinen Marktverhältnisse nicht veranlassen.

Über die Förderhöhe des Lake-Superior-Gebietes im Jahre 1904 gibt die folgende Statistik Auskunft.

Eisenerzförderung im Lake-Superior-Gebiet 1904.

Distrikt	l.-t (= 1016 kg)	%
Mesabi	12 156 008	55,4
Menominee	3 074 848	14,0
Marquette	2 843 703	13,0
Gogebic	2 398 287	10,9
Vermillion	2 282 513	10,0
Michipicoten	117 153	0,5
Baraboo	47 922	0,2
Summa	21 920 433	100,0

Die Gesamteisenerzförderung der Vereinigten Staaten hat 1903 gemäß nachstehender Tabelle 35 579 619 t betragen im Werte von

Eisenerzförderung in den Vereinigten Staaten von Amerika 1903.

Staat	l.-t	Wert in $
Minnesota	15 371 396	26 833 043
Michigan	10 600 330	25 483 075
Alabama	3 684 960	3 939 600
Tennessee	852 704	1 075 619
Virginia und Westvirginia	801 161	1 432 624
Wisconsin	675 053	1 542 517
Pennsylvania	644 599	1 062 455
Neuyork	540 460	1 209 899
Neujersey	484 796	1 330 745
Georgia	443 452	571 124
Nevada, Neumexiko, Utha, Wyoming	392 242	612 499
Kolorado	252 909	787 824
Nord-Karolina	75 252	99 885
Missouri	63 380	110 127
Texas	34 050	34 050
Kentucky	32 227	46 547
Connecticut und Massachusetts	30 729	82 214
Ohio	29 688	51 956
Maryland	9 920	22 612
Summa	35 019 308 l.-t = 35 579 619 m.-t	66 328 415

66 328 415 $. Der Durchschnittswert der Erze war am geringsten in Texas mit 1 $ und am höchsten in Kolorado mit 3,12 $; im Mittel stellte er sich auf 1,89 $ pro Tonne.

Von der Gesamtförderung des Jahres 1903 waren 30 813 912 t = 86,6 % Roteisensteine, welche zur einen Hälfte von Minnesota, zur anderen von Michigan und Alabama gefördert wurden. An der Brauneisensteingewinnung in Höhe von 3 129 685 t = 8,8 % beteiligte sich in erster Linie Alabama, sodann Virginia, Westvirginia und Tennessee. Magneteisenerz wurde in Höhe von 1 600 629 t = 4,5 % in Neujersey, Neuyork und Pennsylvania abgebaut; die Staaten Ohio und Maryland förderten endlich 35 390 t = 0,1 % Karbonate. Außerdem lieferten die Eisenerzaufbereitungen 263 621 t, die zumeist durch magnetische Scheidung und zum Teil durch Setzarbeit gewonnen wurden; 74 436 t Rückstände der Zinkextraktion gelangten bei der Spiegeleisen- und Ferromanganfabrikation zur Verwendung.

Die Einfuhr von Eisenerz betrug 1904 495 415 t und in 1903 996 127 t, woran Kuba, Kanada, Spanien, Neufundland, Algier, England, Britisch-Kolumbien, Belgien und Deutschland sich beteiligten. Die Eisenerzausfuhr stellte sich 1904 auf 217 288 t und in 1903 auf 81 900 t; sie ging nach der Provinz Ontario in Kanada. Was den Eisengehalt der amerikanischen Eisenerze anbelangt, so kennzeichnet sich dieser durch einen Vergleich zwischen dem jeweiligen Anteil am Gesamterzverbrauch und an der Gesamtroheisenproduktion der Vereinigten Staaten, wie ihn für 1903 die nachstehende Übersicht vor Augen führt.

Verhältnis zwischen Erzerzeugung und Eisengehalt der Erze in den Vereinigten Staaten von Amerika 1903.

Herkunft der Erze	Anteil am Gesamterzverbrauch %	Anteil an der Gesamtroheisenproduktion %
Lake Superior	74,0	78,9
Alabama	10,2	7,5
Andere südliche Staaten	6,1	4,5
Staaten an der atlantischen Küste	4,8	4,4
Rocky Mountains	1,8	1,6
Südwestliche Staaten	0,3	0,3
Ohio	0,1	0,1
Eingeführte Erze	2,7	2,7
	100,0	100,0

Die Förderkosten der Erze haben in der letzten Zeit eine wesentliche Erniedrigung erfahren, da durch Einführung maschineller Einrichtungen und Hilfsmittel die Leistungsfähigkeit der Gruben gesteigert wurde. Während z. B. die Leistung der Grubenarbeiter für den Tag 4,69 t bei unterirdischem Betrieb betrug, stellte sie sich bei

Tagebau unter Benutzung von Dampfschaufeln auf 21,53 t, d. h. 360 % mehr; dementsprechend beliefen sich die Durchschnittslöhne für 1 t Erz auf ca. 5 d bei Tagebau gegen 2 s bei unterirdischem Betrieb. Besonderen Vorteil hat in dieser Hinsicht der Mesabierzdistrikt, dessen Erzablagerungen nahe unter der Oberfläche liegen und mit einem verhältnismäßig geringen Abraum abgebaut werden können.

Die Erzpreise loco Grube wechselten zwischen 12 $ für 1 t in 1873 und 2,35 $ in 1898; 1901 schwankten sie zwischen 4,92 $ und 2,25 $; 1904 kostete Old Range Bessemererz mit 56 % Eisen im natürlichen Zustande und 0,045 % Phosphor 3,75 $, Mesabierz derselben Qualität 3,50 $, ferner Old Range Non-Bessemererz mit 53 % Eisen in natürlichem Zustande 3,20 $ und Mesabierz mit gleicher Analyse 3 $. Schwankungen, wie sie früher im Preise üblich waren, sind jetzt durch den überwiegenden Einfluß der Steel Corporation ausgeschlossen.

Über die Frachtverhältnisse und Entfernungen der einzelnen Lake-Superior-Erzreviere nach Cleveland, Ohio bietet die folgende Zusammenstellung eine interessante Übersicht.

Frachtverhältnisse der Lake-Superior-Erzdistrikte nach Cleveland, Ohio.

Erzdistrikt	Verschiffungshafen	Eisenbahntransport Meilen	Durchschnittskosten für 1 Tonne		Schiffstransport Meilen	Durchschnittskosten für 1 Tonne	
			s	d		s	d
Marquette . .	Marquette . .	15	1	1/2	600	2	11
Menominee .	Escanaba . .	40/60	1	8	550	2	6
Gogebic . . .	Marquette . .	40	1	8	600	2	11
Vermillion.	Duluth . . . Two Harbors	100	4	2	825	3	4
Mesabi . .	Duluth . . . Two Harbors	75	3	4	825	3	4

Der Preis einer Tonne Old-Range-Stückerz mit 63 % Eisen, 0,045 % Phosphor und 10 % Wasser f. o. b. Cleveland, Ohio, wechselte in 1904 von 14 s bis 17 s 8 d; Mesabifeinerz mit 63 % Eisen kostete 12 s 6 d bis 13 s für 1 t. Die Eisenbahnfracht von Cleveland oder einem anderen Lake-Erie-Hafen nach Pittsburg belief sich 1904 alles in allem auf 4 s 11 d für 1 t Erz und nach den Ohiotälern oder Wheeling auf 2 s 10½ d bis 3 s 6 d bei einer Vergünstigung von 6 d für direkt versandtes Erz (ohne Umladen) und von 2½ d für Erz aus den Docks.

In Alabama kosteten die Brauneisensteine loco Hochofen 2,25 $, sofern die Gruben 100 Meilen entfernt liegen; bei geringerer Fracht fallen die Erzkosten bis auf 1,25 $.

Belgien. Die Erzvorkommen Belgiens enthalten nur phosphorhaltige Erze; im Süden der Provinz Luxemburg finden sich einige

Ausläufer der Minetteerzlager und zwischen Sambre und Maas, an der Ourthe und Vesdre, sowie in der Campine werden Rasen- bzw. Sumpferze und bei Namur Eisenglanz gewonnen. Insgesamt wurden 1903 184 400 t Eisenerz gefördert entsprechend einer Abnahme von 70 % gegen 1894. Hinsichtlich der Deckung seines Eisenerzbedarfes ist Belgien daher größtenteils auf das Ausland angewiesen; es wurden im Jahre 1903 200 760 t einheimisches Erz und 2 876 320 t ausländisches Erz verhüttet, sowie außerdem noch 252 790 t Schlacken, Abbrände und dergleichen. Die Erzeinfuhr Belgiens stellte sich 1902 wie folgt:

Eisenerzeinfuhr nach Belgien 1902.

Herkunft	t	%
Großherzogtum Luxemburg	1 582 845	62,1
Spanien	360 421	14,1
Frankreich	305 975	12,0
Schweden	111 847	4,4
Deutschland	81 016	3,2
Andere Länder	108 243	4,2
Summa	2 550 347	100,0

Der Bahnfrachtsatz für Eisenerze zur Verhüttung beträgt bei einem Aufgabequantum von mindestens 50 t und einer Entfernung von 50 km 2,04 ℳ, bei einer solchen von 100 km 1,82 ℳ, bei 200 km 1,31 ℳ und bei 350 km 1,092 ℳ; einbegriffen sind die Einschreibegebühr von 16 ℳ und die Avisgebühr von 8 ℳ für jede Sendung, d. h. für mindestens 50 t.

Frankreich. Das Vorkommen der oolithischen Brauneisensteine (minerai d'alluvion) erstreckt sich in Frankreich über fast alle Departements und im besonderen an der Mosel und in den Ardennen in mächtigen Lagern. Nach Villain stehen im französischen Minetterevier an:

Bassin de Briey (43 186 ha) =	2300 Millionen t
Bassin de Nancy (18 536 ha) =	200 Millionen t
Summa	2500 Millionen t

Von anderen Eisenerzen kommen Roteisensteine in den Departements Calvados, Ariège und Ardèche vor und braune Hämatite in den östlichen Pyrenäen, in Tarn, Loire inférieure und Aveyron. Die Magneteisensteine von Diélette, welche einst für Deutschland Interesse erweckten, sind fast abgebaut. Ferner finden sich noch Toneisensteine aus dem Steinkohlengebirge bei Anzin und Marquise, sowie tonige Brauneisensteine aus dem Steinkohlengebirge im Departement Gard vor; Spateisensteine stammen aus den östlichen Pyrenäen und dem Departement Isère und andere Karbonate aus den Departements Manche, Aveyron und Orne. Die Förderung Frankreichs betrug gemäß nachstehender Tabelle 1903 6 220 000 t.

Eisenerzförderung in Frankreich 1903.

Sorte	t	%	Preis Frs.
Oolithischer Brauneisenstein	5 540 000	89,3	3,35
Brauner Hämatit	231 000	3,7	7,58
Andere Hydroxyde	106 000	1,7	6,19
Roteisenstein und Eisenglanz	219 000	3,5	6,21
Spateisenstein	65 000	1,1	5,81
Andere Karbonaterze	45 000	0,7	2,70
Summa	6 220 000	100,0	3,68

Gegen das Jahr 1895 mit 3 352 000 t Minette (91,1 %) hat der Anteil der Minetteförderung an der Gesamterzgewinnung sich um 63 % vermehrt; die Gesamtförderung selbst wuchs im selben Zeitraum um 70 % an, und ihr Wert stieg von 9 366 845 ℳ auf 18 308 800 ℳ, d. h. um 95 %.

Die Eisenerzeinfuhr Frankreichs erfolgte besonders in die Departements Nord und Pas-de-Calais und belief sich 1903 auf insgesamt 1 833 000 t, denen eine Erzausfuhr in Höhe von 714 000 t gegenüberstand.

Eisenerzeinfuhr nach Frankreich 1903.

Herkunft	t	%
Deutschland und Luxemburg	1 271 000	69,3
Spanien	434 000	23,7
Algier	48 000	2,6
Schweden	27 000	1,5
Griechenland	24 000	1,3
Belgien	13 000	0,7
Andere Länder	16 000	0,9
Summa	1 833 000	100,0

Frankreichs Eisenerzausfuhr 1903.

Empfänger	t	%
Belgien	364 000	51,0
England	145 000	20,3
Deutschland	120 000	16,8
Niederlande	84 000	11,8
Andere Länder	1 000	0,1
Summa	714 000	100,0

Der Gesamterzverbrauch der französischen Hochöfen setzte sich 1903 zusammen aus 5 506 000 t einheimischen Erzen, 48 000 t algerischen, 1 785 000 t anderen fremden Erzen und 219 000 t Schlacken und Kiesabbränden, insgesamt 7 558 000 t Schmelzmaterialien.

Großbritannien. Die britische Eisenerzförderung hat sich in den letzten beiden Jahren wieder etwas gehoben, besonders in den

Distrikten Northamptonshire, Staffordshire, Lincolnshire und Cleveland, welche durch vermehrten Bau von basischen Martinöfen mehr Lokalerze verhütten konnten. Die Förderung der einzelnen Bergbaudistrikte in 1904 führt die nachstehende Statistik vor Augen.

Eisenerzförderung in Großbritannien 1904.

Distrikt	t	Unterschied gegen das Vorjahr	
		%	t
Cleveland	5 726 976	41,6	+ 49 477
Northamptonshire	1 989 595	14,4	+ 108 405
Lincolnshire	1 953 236	14,2	+ 50 009
Schottland	838 104	6,1	— 7 990
Staffordshire	819 754	6,0	+ 81 205
Irland	91 215	0,6	— 5 110
Andere Distrikte	866 792	6,3	— 215 420
Summa	13 774 282	100,0	+ 58 637

Die einheimischen Erze hatten in 1904 einen Durchschnittswert von 4 s 6 d für 1 t und einen Gesamtwert von 3 125 814 £ gegen 3 229 937 £ bzw. 4 s 7 d im Vorjahre.

Was die einzelnen Eisenerzvorkommen in Großbritannien anbelangt, so sind in Schottland die Kohleneisensteine von Lanarkshire und der phosphorhaltige Clayband fast gänzlich erschöpft, nur der Blackband von Ayrshire besitzt noch Bedeutung. Etwa 80 % des Erzbedarfes werden aus Spanien, insbesondere durch Bilbao-, Santander- und Pormanerze gedeckt. Die Transportkosten von der Clyde nach den Hochofenwerken belaufen sich auf einige Pence bis 2 s.

Günstiger als in Schottland liegen die Erzversorgungsverhältnisse in Cleveland mit den berühmten Toneisensteinablagerungen der Cleveland Hills of North East Yorkshire. Die anstehende Erzmenge wird noch auf 200—220 Millionen t geschätzt. Die heutige Förderung, welche etwa 60 % des dortigen Bedarfs deckt, dient zum Erblasen von Gießerei- und basischem Roheisen, wohingegen für die Hämatiterzeugung ausländisches Erz aus Bilbao, Südspanien und Schweden benötigt wird. Die Eisenerzförderung Clevelands betrug 1904 5 726 976 t gegen 6 756 035 t in 1883, welche bei einer geringeren Arbeiterzahl gefördert wurden, ein Beweis, daß die Eisensteingewinnung schwieriger geworden ist. Die Erzkosten kommen in Cleveland auf 3 s 3 d, und außerdem sind noch 1 s 3 d Transportkosten nach den Hütten zu tragen. Auf den Werken unterzieht man die Erze meist einer Röstung, deren Kosten etwa 1 s 3 d ausmachen; bei der Röstung reichert sich das 31—32 % Eisen enthaltende Erz auf 38—40 % Eisen an bei einem Gehalt von 15—19 % Kieselsäure.

Von den Hämatiterzen in Cumberland an der Nordwestküste sehen die nördlichen Lager bei Whitehaven, Cleator, der baldigen Erschöpfung entgegen. Wichtiger sind die 30 Meilen südlicher liegen-

den Erzfelder von Hodbarrow; beide Vorkommen sind aber sehr unregelmäßig, so daß die Erzkosten gegen früher gewachsen sind. Während im Jahre 1890 Cumberland-Hämatiterz 5—7 s kostete, bei 9 s als Maximum und 4 s 3 d bei einigen Weicherzen als Minimum, betrug 1904 der Preis für beste Qualität 16 s 6 d und für zweite Sorte 9—12 s. Die Transportkosten steigen für die nördlichen Werke bis 1 s 10 d, für die südlichen Hochöfen machen sie weniger aus.

In Mittelengland gehen die Toneisensteine in Derbyshire zu Ende; wertvoll erscheinen noch die Erzlager von Leicester, Nottingham, Rutland, Befordshire, Lincolnshire (Frodingham), Northamptonshire, wiewohl in den beiden letzten Erzrevieren die besten Eisensteine meist schon abgebaut sind. Südstaffordshire, das vor 40 Jahren noch 948 500 t Eisenerze förderte und damit den dritten Platz unter den britischen Erzbergbaudistrikten einnahm, produzierte 1885 nur noch 86 271 t und ist heute fast gänzlich auf die benachbarten Bezirke angewiesen. Hierbei stellen sich die Transportkosten der Erze z. B. von Oxfordshire auf annähernd 2 s für 1 t.

Die Ton- und Kohleneisensteine in Wales haben ebenfalls ihre einstige Bedeutung verloren. Südspanien und Bilbao bilden jetzt die Hauptlieferanten. Die Claybands und Blackbands in Wales und Schottland, die Toneisensteine in Mittelengland und die Cumberländer Hämatite werden insgesamt von Törnebohm auf 150 000 000 t Vorrat geschätzt.

Die Einfuhr der ausländischen Erze wird nicht unwesentlich durch die hohen Abgaben gefördert, welche auf dem britischen Erzbergbau ruhen; es betragen diese u. a. in Cleveland 6 d, in Cumberland 1 s 6 d, in Schottland 2 s 6 d. Zehn der größten Eisenwerke haben daher eigene Erzgruben in Spanien, nämlich 4 in Wales, 1 in Cumberland, 3 in Cleveland und 2 in Schottland.

Die Preise der spanischen Erze bewegten sich in den Jahren 1904 und 1903 ungefähr in gleicher Höhe. Rubio, Qualität I kostete 9 s 6 d bis 9 s 9 d, Qualität II 8 s bis 8 s 8 d, Campanil 10 s 6 d bis 11 s, Spath, Qualität I 11 s 6 d bis 12 s, Qualität II 10 s bis 10 s 9 d. Die Fracht betrug im Durchschnitt von Bilbao nach Middlesborough 4 s $4^1/_2$ d, nach Tyne Dock 4 s 3 d, Glasgow 4 s 2 d, Swansea 4 s, Newport 3 s $10^1/_2$ d und Cardiff 3 s 9 d.

An schwedischen Erzen wurden bisher nur wenige 100 000 t jährlich eingeführt, weil sie sich schwerer verarbeiten lassen als die leicht reduzierbaren spanischen Erze, und ferner weil die Frachtverhältnisse ungünstiger liegen. Es stellt sich z. B. die Entfernung von Lulea nach Middlesborough auf 1550 Meilen und von Narwik nach Middlesborough auf 1170 Meilen, wohingegen Bilbao und Middlesborough nur 1030 Meilen von einander entfernt sind. Einen Überblick über die Erzeinfuhr des Jahres 1904 gewährt die nachstehende Tabelle:

Großbritanniens Eisenerzeinfuhr 1904.

Herkunft	t	%
Spanien	4 648 335	76,2
Griechenland	344 555	5,6
Norwegen	281 862	4,6
Schweden	238 256	3,9
Algier	237 744	3,9
Frankreich	172 950	2,8
Rußland	56 173	0,9
Kanada	22 290	0,3
New Foundland	18 217	0,3
Kuba	13 482	0,2
Holland	11 450	0,2
Türkei	9 763	0,2
Belgien	9 410	0,2
Britisch-Ostindien	6 130	0,1
Portugal	6 045	0,1
Belgien	4 193	0,4
Deutschland	2 534	
Persien	2 441	
Andere Länder	14 926	
Summa	6 100 756	100,0

Außer diesen 6 100 756 t ausländischer Eisenerze im Werte von 4 538 449 £ wurden noch 557 128 t Purple ore eingeführt, so daß der Gesamterzverbrauch Großbritanniens nach Abzug von 13 782 t exportierter Erze im Jahre 1904 sich auf 20 418 384 t stellt, wie die nachstehende Statistik ergibt:

Großbritanniens Eisenerzverbrauch 1904.

Einheimische Eisenerze	13 774 282 t
Ausländische Eisenerze	6 100 756 t
Ausländisches Purple ore	557 128 t
Summa	20 432 166 t
Ab Export	13 782 t
Summa Schmelzmaterialien der Hochöfen	20 418 384 t

Spanien. Spanien ist reich mit Eisenerzen gesegnet. Die ausgedehnten phosphorarmen Erzvorkommen im Norden in der Provinz Viscaja stehen seit der Erfindung des Bessemerprozesses im Vordergrunde des europäischen Interesses; 110 Millionen t Bilbaoerze sind in den letzten 30 Jahren gefördert worden. Wenngleich die Bilbaoerzlager schon in einem Jahrzehnt wesentlich der Erschöpfung entgegengehen sollen, so stehen doch andere Erzdistrikte Nordspaniens nicht hinter dem Bilbaobezirk zurück, und der Süden Spaniens soll nicht minder reiche Erzlager besitzen, die jedoch mangels geeigneter Verbindungswege größtenteils noch nicht aufgeschlossen sind. Professor Törnebohm schätzt den Erzreichtum Spaniens zurzeit wie folgt:

Eisenerzreichtum Spaniens.

Erzlager	Anstehende Erzmenge in t
Bilbao	50 000 000
Asturias	200 000 000
Sevilla	35 000 000
Teruel	50 000 000
Huelva	18 000 000
Murcia, Almeria, Malaga	60 000 000
Summa	413 000 000 (mit durchschn. 50 % Eisen).

Die Erzförderung Spaniens in 1903 geht aus der nachstehenden Übersicht hervor:

Eisenerzförderung in Spanien 1903.

Provinz	t	%
Viscaja	4 760 000	56,1
Santander	1 360 000	16,0
Murcia	735 000	8,7
Almeria und Granada	725 000	8,6
Sevilla	410 000	4,8
Übrige Provinzen	488 000	5,8
Summa	8 478 000	100,0

Von der Gesamtförderung wurden 830 665 t = 9,8 % im Lande verhüttet und zwar 459 000 t in Viscaja, 139 000 t in Asturien, 73 000 t in Santander und 71 000 t in Malaga. Ausgeführt wurden 7 692 214 t, welche sich auf die einzelnen Länder wie folgt verteilen:

Spaniens Eisenerzausfuhr 1903.

Empfänger	Insgesamt		Von Bilbao	
	t	%	t	%
Großbritannien	4 947 028	64,3	2 649 004	65,8
Holland (für Deutschland)	1 727 884	22,5	835 295	20,7
Deutschland	161 445	2,1	24 301	0,6
Frankreich	415 757	5,4	214 726	5,3
Belgien	321 994	4,2	296 480	7,4
U. S. A.	101 038	1,3	8 924	0,2
Übrige Länder	17 068	0,2	—	—
Summa	7 692 214	100,0	4 028 730	100,0

Die Preisschwankungen von Somorrostroerz (Bilbao) f. o. b. Rotterdam innerhalb des letzten Jahrzehnts gibt Schaubild S. 174 wieder; die Fracht von Bilbao nach Rotterdam beträgt 4 s 9 d und nach Antwerpen 5 s.

Portugal. Ähnlich wie im südlichen Spanien, so können auch die im Innern Portugals zahlreich vorhandenen Erzlager wegen zu hoher Transportkosten nicht verwertet werden. Es geht nur in den Distrikten Beja und Evora ein geringer Bergbau um; die Förderung betrug 1901 21 599 t. Bei geeigneten Verbindungswegen ließe sich nicht nur eine leistungsfähige Erzexportindustrie schaffen, sondern sogar auf Basis der vorhandenen guten Kohlen- und Kalkvorkommen eine nicht weniger ergiebige Eisenindustrie gründen.

Italien. Italien besitzt reiche Eisenerzlager auf der Insel Elba und der benachbarten Insel Giglio, deren Lage an der Meeresküste die Ausfuhr begünstigt; ferner finden sich Eisenerze auf der Insel Sardinien, in der Lombardei und in Piemont. Die Eisenerzförderung Italiens stellte sich 1903 auf 374 790 t im Werte von 5 409 905 Lire. Gegen das Jahr 1895 nahm die Förderung um 104 % zu, dagegen ihr Wert um 170 %; es stieg der Durchschnitts-Erzpreis von 9,32 Lire pro Tonne in 1893 auf 18,54 Lire in 1900, um dann wieder auf 14,43 Lire in 1903 zu sinken. Eingeführt wurden 1903 5937 t, ausgeführt 98 319 t gegen 209 070 t im Vorjahre, ein Rückgang, der sich durch die Inbetriebsetzung des Hochofenwerks auf der Insel Elba erklärt, wodurch die frühere Erzausfuhr von dort aufgehoben wurde.

Griechenland. Von den griechischen Eisenerzlagern finden sich die bedeutendsten in Attika, Böotien, Euböa und auf den Cycladen, von denen besonders die Inseln Seriphos, Thermia, Milo und Xeos sich durch Erzreichtum auszeichnen. Die Gesamteisenerzförderung betrug in 1902 546 409 t gegen 508 124 t in 1893, so daß nur eine geringe Zunahme zu verzeichnen ist.

Was die Erzausfuhr anbelangt, so versandte die Insel Seriphos im Jahre 1903 169 329 t im Werte von 53 330 £, wovon 128 638 t nach Großbritannien, 18 217 t nach Antwerpen und der Rest nach Österreich-Ungarn und Frankreich ging. Die Kosten des Erzes stellen sich für Gewinnung und Verladung auf 3 s 9 d für 1 t. Die Ausfuhr der Insel Thermia betrug 1903 42 316 t bei ähnlichen Selbstkosten wie auf Seriphos, und bei einem Preise von 6 s 6 d auf Basis von 50 % Eisen. Im großen und ganzen hat Griechenland noch bedeutende Lagerstätten von Eisenerzen, die nicht ausgebeutet werden.

Österreich-Ungarn. Die Eisenerzvorkommen Österreichs liegen hauptsächlich in Steiermark, woselbst insbesondere am Innerberger Erzberge Eisenerz, sowie am Vordernberger Erzberge Spateisensteine von vorzüglicher Qualität seit alters her abgebaut werden; Brauneisensteine gewinnt man ferner bei Turrach. Böhmen besitzt die zweitgrößte Erzlagerstätte bei Nučic (größtenteils Chamoisite, welche geröstet 44—49 % Eisen enthalten bei $2^3/_4$ % Phosphor; sie werden in Kladno und Königshof verhüttet); nicht unbedeutend ist auch das Vorkommen der oolithischen Brauneisenerze der Krušná hora.

Der Anteil Steiermarks an der Erzförderung Österreichs stellte sich 1903 auf 57 % und der Böhmens auf 40 %.

In Ungarn spielt der Spateisenstein ebenfalls die erste Rolle; seine Hauptgewinnungsstätte liegt in dem Zipser Komitat, sowie in Gömör (mit Brauneisenstein) und Abanj-Torna. Im Komitat Borsod werden Brauneisensteinlager ausgebeutet, desgleichen im Komitat Hunyad. Magneteisensteine finden sich im Flußgebiete der Temes und Karas (Resicza und Anina). Bosniens Erzlager bestehen aus Roteisensteinen.

Die Gesamteisenerzproduktion Österreich-Ungarns einschließlich Bosniens stellte sich 1903 auf 3 269 000 t, an denen Österreich mit 52,5 %, Ungarn mit 44 % und Bosnien mit 3,5 % teilnahm. Die Gesamtausfuhr in 1903 hat sich im Vergleich zum Jahre 1893 um 200 % gehoben und der Wert der Ausfuhr um 134 %, wie die folgende Gegenüberstellung ergibt.

Österreich-Ungarns Ein- und Ausfuhr von Eisenerzen.

	1893	1903
Einfuhr....	73 200 t = 1 630 000 Kr.	218 000 t = 4 796 000 Kr.
Ausfuhr ...	106 300 t = 1 488 000 Kr.	252 500 t = 5 303 000 Kr.

Die Eisenerzausfuhr des Jahres 1903 ging fast ausschließlich nach Deutschland. Von den in demselben Jahre eingeführten Erzen stammten 131 191 t aus Schweden und 29 933 t aus Griechenland. Nach Österreich allein wurden folgende Mengen eingeführt:

Österreichs Eisenerzeinfuhr 1903.

Herkunft	t	%
Ungarn....................	328 608	61,9
Schweden	129 742	24,4
Bosnien	27 742	5,2
Griechenland	24 945	4,7
Rußland..................	14 516	2,7
Deutschland	3 745	0,7
Spanien	2 297	0,4
Summa	531 595	100,0

Rußland. Die wichtigsten russischen Eisenerzvorkommen liegen im Süden Rußlands auf der Halbinsel Kertsch und bei Krivoi Rog. Der Brauneisensteinvorrat (35 % Eisen) von Kertsch wird auf 853 Millionen Tonnen geschätzt; die Selbstkosten stellen sich loco Hafen Mariupol für 1 t auf 5,50 *M*, sie lassen sich jedoch bei Anwendung von Dampfschaufeln bei der Gewinnung auf 4 *M* erniedrigen. Der Reichtum der mit Magnetit versetzten Roteisensteinlager von Krivoi Rog wird auf 73 Millionen Tonnen geschätzt, wovon fast 80 % tagebaumäßig gewonnen werden können. Im Süden Rußlands kommen ferner

noch in der Nähe von Berdjansk die Magneteisensteine von Korsak Mogila in Betracht, sowie im Donetzbecken zahlreiche kleine Brauneisenstein- und Sphärosideritvorkommen. Im Gouvernement Woronesh werden Brauneisensteine abgebaut, desgleichen in Zentralrußland, sowie in Polen, wo auch Toneisensteine gewonnen werden. Der Norden Rußlands und Finnlands birgt Rasenerze und Magneteisensteine; der Ural enthält ausgedehnte Ablagerungen von Magneteisenerz bei Kuschwinsk, bei Nischni Tagilsk und Magnitnaja Gora im Gouvernement Orenburg (letztere Erzmenge wird auf 49 000 000 t veranschlagt), ferner Brauneisenstein bei Slatoust, Roteisensteine bei Siswensk und Sphärosiderite bei Peskowsk.

Die Gesamteisenerzförderung beträgt jährlich rund 6 000 000 t, welche zur Hälfte auf Südrußland und zum starken Viertel auf den Ural entfallen, während Polen und Zentralrußland sich nur mit etwa 8 % bzw. 6 % beteiligen. Die Eisenerzausfuhr hat in den letzten Jahren sehr zugenommen. Im Jahre 1894 belief sie sich nur auf 13 989 t und in 1903 gingen allein an Krivoi-Rogerzen 294 858 t ins Ausland.

Schweden. Schweden verfügt über außergewöhnlichen Reichtum an Magneteisensteinen, und zwar sowohl im Norden als auch in Mittelschweden und im Süden. Die größte Bedeutung im Norden haben die Erzvorkommen von Kirunavare mit Luossavare, 175 km vom Hafen Narvik entfernt, von Gellivare, 211 km vom Hafen Lulea entfernt, von Ekströmsberg und von Svappavare, 37 bzw. 43 km von Kirunavare entfernt, sowie von Mertainen, Leväniemen und Tuolluvare; westlich von Gellivare an der norwegischen Grenze liegen ferner die Ruotivareerze, welche zwar einen Flächenraum von ca. 200 000 qm umfassen und an Größe dem Gellivareerzvorkommen gleichkommen, aber wegen ihres hohen Titangehaltes vorläufig keine Aussicht haben, abgebaut zu werden. Bei den Gellivareerzen unterscheidet man fünf Sorten, nämlich:

Klasse				
Klasse	A	mit	0,05 %	Phosphor
„	B	„	0,05—0,1 %	„
„	C	„	0,1 —0,8 %	„
„	D	„	0,8 —1,5 %	„
„	E	„	über 1,5 %	„

Die Selbstkosten der Kirunavareerze setzen sich wie folgt zusammen:

Posten	Betrag	
Förderkosten	2	Kr.
Eisenbahntransport	2—2,25	„
Verladekosten in Narwik	0,25	„
Verzinsung der Eisenbahn	1,25	„

Dazu Schiffsfracht nach Westdeutschland 5,50—5,75 ℳ, so daß die Selbstkosten loco Auslandshafen auf 11,50—12 ℳ kommen, ohne Verzinsung der Anlagekapitalien an der Grube, am Hafen Narwik und ohne Berücksichtigung des Kaufpreises der Lagerstätte.

In Mittelschweden liegen die Erzvorkommen von Grängesberg, von Dannemora und Norberg, von Persberg und Bisberg und in Südschweden das von Taberg (Smaland), welch letztere Erze sich ähnlich denen von Ruotivare durch hohen Titangehalt auszeichnen.

Der Erzreichtum Schwedens wird von Törnebohm ohne die Taberg- und Ruotivareerze auf insgesamt eine Milliarde Tonnen angegeben mit einem Durchschnittseisengehalt der Erze in Höhe von 65 %. Die nachstehende Tabelle bringt eine Übersicht über die Größe der einzelnen Erzvorkommen.

Eisenerzreichtum Schwedens.

Erzlager	Anstehende Erzmenge in t
Nordschweden:	
Kirunavare	735 000 000
Luossavare	15 000 000
Gellivare	50 000 000
Ekströmsberg	25 000 000
Svappavare, Leväniemen, Tuolluvare	70 000 000
Mittelschweden:	
Grängesberg	60 000 000
Dannemora und Norberg, Persberg und Bisberg	45 000 000
Summa	1 000 000 000

Die Gesamterzförderung Schwedens betrug 1903 in 322 Gruben 3 677 520 t und zwar 3 380 700 t Magneteisenstein, 296 820 t Brauneisenerze und 321 t Seeerze. An Gellivareerzen wurden gefördert 1 069 710 t, an Kirunavareerzen 871 315 t, Grängesberg- 700 992 t, Norberg- 148 383 t, Dannemora- 50 407 t und Persbergerzen 35 659 t. Gegen das Jahr 1902 hat sich die Gesamtförderziffer um 21,2 % vermehrt. Der Wert der Erze stellte sich 1903 auf 16 625 154 Kr., entsprechend einer Zunahme von 15,7 % gegenüber dem Vorjahre; der Preis der Erze ging von 4,96 Kr. für 1 t in 1902 auf 4,52 Kr. in 1903 zurück, d. h. um 8,9 %.

Die reichen Erzschätze des nördlichen Schwedens können aus klimatischen Gründen an Ort und Stelle nicht verhüttet werden; einer Verarbeitung in Mittelschweden würden die hohen Transportkosten und der Mangel an Kohle entgegenstehen. Es bleibt daher für Schweden nur die Ausfuhr der Erze übrig. In 1904 belief sich die Gesamtausfuhr Schwedens auf 3 065 532 t, von denen ca. 1,2 Millionen Tonnen von Kirunavare-Luossavare, 600 000 t von Grängesberg und 500 000 t von Gellivare stammten. Die Erzausfuhr Nord- und Mittelschwedens im Jahre 1904 geht aus der nachstehenden Tabelle hervor, welche zugleich den Anteil Deutschlands besonders berücksichtigt.

Erzausfuhr von Nord- und Mittelschweden 1904.

Hafen	Insgesamt t	Davon nach Deutschland t	% der Gesamtausfuhr
Narwik	1 188 500	760 900	64
Lulea	1 087 020	748 400	69
Oxelösund	670 305	661 919	99
Andere Häfen	78 192	62 590	81
Summa	3 024 017	2 233 809	74

Von den über Narwik ausgeführten Erzen gingen außer den 760 900 t nach Deutschland, 286 500 t nach Großbritannien, 94 500 t nach Belgien, 36 400 t nach Frankreich und 10 200 t nach den Vereinigten Staaten von Amerika.

Norwegen. Norwegen besitzt in Südvaranger ein großes Erzvorkommen mit einem Flächenraum von 1 000 000 qm und einer anstehenden Erzmenge von 350 000 000 t. Man beabsichtigt, den geringen Eisengehalt der Erze (38 %) durch Aufbereitung auf 58—68 % anzureichern und das Feinerz dann zu brikettieren.

Noch umfangreicher als das genannte Erzvorkommen ist das Erzfeld von Dunderland an der norwegischen Küste in der Nähe von Mo-i-Rauen, das 1 225 000 qm umfaßt. Es gehört zu drei Vierteln der Dunderland-Co., welche die Erze ebenfalls aufbereitet, um den Eisengehalt von 38—40 % auf 67—68 % zu steigern. Man will bis 1906 auf eine Förderung von 750 000 t pro Jahr kommen.

Hinsichtlich der Erzausfuhr steht Norwegen verhältnismäßig günstiger da als Schweden, insofern es für seine phosphorarmen Erze im Auslande eher eine größere Aufnahmefähigkeit finden wird als Schweden, das mit seinen phosphorreichen Erzen vorzugsweise auf den deutschen Markt angewiesen ist.

Algier. Man unterscheidet in Algier drei Erzbezirke. Erstens Westalgier mit Erzvorkommen beim Hafen Beni Saf an der Mündung des Tafna bis Kap Ferrat, Oran, und zwar Roteisenstein von Rar el Maden, Hämatit von Beni Saf (Tafnaerz) und weiter ins Innere hinein die Brickaerze. Der Abbau der Tafnaerze ist sehr leicht, und da außerdem billige Arbeitskräfte vorhanden sind, so betragen die Gewinnungskosten für 1 t Erz nur 1,50 *M*. Der Verkaufspreis stellt sich auf 6 *M* für 1 t und die Fracht von Beni Saf nach den niederländischen oder englischen Häfen je nach der Entfernung 6,6—7,05 *M*.

Der zweite Erzdistrikt liegt in Mittelalgier, wo bei der Stadt Algier Brauneisensteinlager vorhanden sind. Der dritte Bezirk, Ostalgier, enthält reichhaltige Magnet- und Roteisensteine bei Philippeville, Bona usw., 20—30 Meilen von der Küste. Die Gesellschaft Mocta el Hadid daselbst förderte 1903 483 000 t = 82 % der Gesamtförderung Algiers in Höhe von 589 000 t. Der Frachtsatz von

Bona und Philippeville nach den Niederlanden bzw. England beträgt 7—8 *M.*

Die Erzausfuhr Algiers ist in der nachstehenden Statistik zusammengestellt:

Algiers Eisenerzausfuhr 1903.

Empfänger	t	%
England	254 000	46,7
Niederlande	197 000	36,2
Deutschland	16 000	3,0
Frankreich	48 000	8,8
Belgien	25 000	4,6
Verein. Staaten von Amerika	4 000	0,7
Summa	544 000	100,0

Tunis und Marokko. Eisenerzvorkommen sind in Tunis im Bezirke Tabarka von der algerischen Grenze bis nach Biserta hin nachgewiesen. Marokko soll nicht minder über mächtige Erzlager verfügen, unter anderen finden sich Magneteisensteine bei Tanger, welche wohl mit der Zeit für Europa eine bedeutende Bezugsquelle bilden werden.

Kanada. Das wichtigste Eisenerzvorkommen Kanadas findet sich auf der Great Bell Insel in der Conception Bay, New Foundland. Die Menge der dortigen Wabanna-Roteisensteine wird auf 35 Millionen Tonnen geschätzt. Die Erzförderkosten betragen 50 Cts. bis 1 $ für 1 t, und die Fracht von Bell Island nach Sydney beläuft sich auf etwa 40 Cts. für 1 t. Die Haupterzlagerstätten in Nova Scotia liegen im Annapolis- und im East-River-Pictou-Revier. Die Eisenerzförderung von Nova Scotia und New Foundland erreichte 1903 nur eine Höhe von 415 192 t gegen 489 731 t in 1902; über 75 % der Produktion entfielen auf Bell Island. Nordwestlich von Nova Scotia ziehen sich fast durch die ganze Provinz Quebeck Erzfelder, meist Hämatit und Magneteisensteine, unter anderen insbesondere bei Moissac, St. John und Nataschquier, welche aber mangels geeigneter Transportverbindungen nicht versandfähig sind und mangels Kohle nicht in dem Maße verhüttet werden können wie die Erze von Nova Scotia.

Wichtiger sind die Eisenerzdistrikte nördlich vom Lake Superior in der Provinz Ontario, nämlich das Michipicontenrevier, Huttonerzrevier, Atikokanerzrevier und die Erzvorkommen am Loon Lake, Nepigon Lake und am Little Long Lake, welche eine unbegrenzte Ausdehnung haben sollen. Wesentlich werden diese Erzdistrikte für die dortige Eisenindustrie an Bedeutung gewinnen, sobald das neueste kanadische Schiffahrtsprojekt Verwirklichung findet, welches die Georgian Bay durch den French River mit Montreal und dem St. Lawrence River verbinden soll. Dieser neue Weg ist erheblich

kürzer (750 gegen 1200 Meilen) als der vorhandene Wasserweg vom Lake Superior durch den Huron-, St. Clair-, Erie-See, den Wellandkanal und Lake Ontario nach dem St. Lawrence River; da Montreal ferner etwa 280 Meilen näher bei Liverpool liegt als New York, so ermäßigt das Projekt die Entfernung nach Liverpol um ca. 730 Meilen gegenüber dem Wasserweg durch den Eriekanal via New York.

Die Westküste Kanadas ist reich mit Eisenerz gesegnet, insbesondere finden sich auf Vancouver und im Westen von Britisch-Columbia ausgedehnte Eisenerzlager. Im Vergleich zum Westen der Vereinigten Staaten befindet sich die Westküste Kanadas in nicht geringem Vorteil, weil, abgesehen von dem Vorkommen von Kokskohle, die Eisenerzlager bei weitem bedeutender und ergiebiger sind als die im Westen der Vereinigten Staaten, wie denn auch zurzeit trotz des hohen Zolls Eisenerze von Vancouver nach den Vereinigten Staaten ausgeführt werden.

Brasilien. Brasilien soll größere Eisenerzlager enthalten als im Lake-Superiorgebiet vorhanden sind, und zwar bei gleicher Qualität und nicht minder bequemen Abbauverhältnissen. Das Hämatiterzfeld von Minas Geraes liegt innerhalb einer Zone von ca. 8300 qkm. Weitere wichtige Erzlager liegen bei Barbacena an der Zentralbahn, bei Vicosa an der Leopoldinabahn, ferner in den Staaten São Pãolo, Parana und Santa Catharina. Wenn der Abbau der Erze im großen betrieben und der Transport der Erze wie vom Lake Superior aus eingerichtet wird, soll der Export nach Europa sich lohnen, indem dann derbes Hämatiterz (69 % Eisen) loco England 22 s kosten würde, wie die folgende Zusammenstellung ergibt:

Selbstkosten von brasilianischem Hämatiterz in Europa.

Gewinnungskosten	2 s.
Fracht nach Rio de Janeiro	6 s.
Verladen in Rio de Janeiro	1 s.
Ozeanfracht	9 s.
Summa	18 s.
An Zinsen, Gewinn usw.	4 s.
Summa	22 s.

II. Manganerze.

Deutschland verfügt über Manganerzvorkommen in Preußen, und zwar in der Hauptsache in den Regierungsbezirken Koblenz und Trier, sowie Arnsberg und Wiesbaden. Insgesamt stellte sich die Manganerzförderung in 1903 auf 47 994 t im Werte von 520 000 ℳ oder 10,84 ℳ für 1 t, wovon 47 110 t = 463 000 ℳ oder 9,83 ℳ für 1 t gemäß nachstehender Statistik in Preußen gewonnen wurden.

Manganerzförderung in Deutschland 1903.

	t	ℳ
Preußen:		
Provinz Westfalen u. Hessen-Nassau	2 183	16 000
„ Rheinland	44 927	447 000
Summa Preußen	47 110	463 000
Sachsen-Koburg-Gotha	437	31 000
Übrige deutsche Staaten	447	26 000
Summa	47 994	520 000

Die Gesamteinfuhr Deutschlands an Manganerzen betrug 1904 255 760 t im Werte von 8 440 000 ℳ, denen eine Ausfuhr in Höhe von 5536 t im Werte von 329000 ℳ gegenüberstand. Im besonderen stellte sich die Manganerzeinfuhr wie folgt:

Deutschlands Manganerzeinfuhr 1904.

Herkunft	t	%
Rußland	142 879	52,0
Britisch-Indien	40 500	16,0
Spanien	28 167	11,0
Belgien (Durchgangsverkehr)	17 579	6,9
Brasilien	17 309	6,8
Großbritannien	5 121	2,0
Andere Länder	3 205	1,3
Summa	255 760	100,0

Hinsichtlich der Beteiligung an der Manganerzproduktion der Welt steht Deutschland an fünfter Stelle, wenn auch sein Reichtum an Manganerzen wohl geringer sein wird als der anderer, weniger fördernder Länder.

Die bedeutendsten Manganerzvorkommen besitzt Rußland im Kaukasus mit 90,9 % und in Südrußland mit 9 % seiner Gesamtförderung. Nächst Rußland folgt Britisch-Indien, dessen Haupterzlager im Vizagapatamdistrikt von Madras liegen, sodann kommt Brasilien mit den Manganerzen des Staates Minas Geraes und des Staates Bahia; Spaniens reichhaltige Manganerzfundstätten liegen in der Provinz Huelva (Export 1903 = 54 540 t); die Manganerze von Santiago auf Cuba sind von besonderem Interesse für die Vereinigten Staaten von Amerika.

Die Manganerzförderung der Welt geht aus der folgenden Statistik hervor:

Manganerzförderung der Welt.

Herkunft	Jahr	t
1. Rußland	1903	413 882
2. Indien	1903	167 640
3. Brasilien	1902	158 769
4. Türkei	1903	49 100
5. Deutschland	1903	47 994
6. Spanien	1903	26 299
7. Kuba	1903	19 096
8. Japan	1901	16 559
9. Griechenland	1902	14 962
10. Chile	1902	13 197
11. Ungarn	1903	12 490
12. Frankreich	1903	11 600
13. Österreich	1903	6 179
14. Belgien	1903	6 100
15. Queensland	1902	4 674
16. Bosnien	1903	4 537
17. Verein. Staaten von Amerika	1903	2 869
18. Italien	1902	2 477
19. Schweden	1903	2 244
20. Java	1899	1 388
21. Portugal	1901	904
22. Großbritannien	1903	800
23. Kanada	1903	131
Summa	1903	973 891

Kapitel XI.

Welthandel in Kohle und Koks.

Wenngleich die Eisenerze den unmittelbaren Rohstoff für die Eisendarstellung abgeben, so bilden doch die zum Schmelzen der Erze und zum Weiterverarbeiten des Roheisens benötigten Brennstoffe, abgesehen von wenigen besonderen Fällen, in erster Linie die Grundlage für die Eisenindustrie. Es erklärt sich dies daraus, daß einem Mangel an Eisenerzen in größerem Maße Rechnung getragen werden kann als einem Mangel an Brennstoffen. Die Eisenerze vermögen den Transport weit eher zu vertragen als die Brennstoffe, deren Stückigkeit unter dem Umladen und dem Rangieren der Waggons erheblich zu leiden hat und deren Neigung zur Verwitterung und zum Selbstentzünden insbesondere bei gasreichen Kohlen das Halten größerer Lagervorräte sehr erschwert; ferner erfordern die Eisenerze infolge ihres höheren spezifischen Gewichts einen mehrfach geringeren Raum, so daß auch nach dieser Richtung hin ihr Transport sowie ihre Lagerung sich wesentlich erleichtert und verbilligt. Infolgedessen werden die Eisenwerke lieber an dem Gewinnungsort der

Kohle als an dem des Erzes erbaut. Des weiteren ist ein Land ohne Eisenerz aber mit guten Kokskohlenvorkommen eher in der Lage, eine Roheisenindustrie zu gründen als ein Land mit Eisenerzgruben und ohne Kokskohle; nicht minder genügt das Vorkommen gasreicher Steinkohle zur Anlage von Stahl- und Walzwerken zwecks Weiterverarbeitung des Roheisens, während der Mangel solcher Kohle, selbst in Hochofendistrikten, die Erzeugung von Halb- und Fertigfabrikaten der Walzwerksindustrie erschwert bzw. unmöglich macht. Je größeren Kohlenreichtum also ein Land besitzt, desto mehr erscheint seine Eisenindustrie gefestigt, desto größeren Aufschwung kann sie nehmen und desto länger dauert ihre Blütezeit. Von diesem Gesichtspunkte aus bleibt auch die Kenntnis der Steinkohlenvorräte der Welt für die Beurteilung des Eisenwelthandels unerläßlich.

I. Steinkohlenvorräte.*)

Deutschland. Der Schwerpunkt der deutschen Steinkohlenförderung liegt in den westlichen Kohlenbezirken, indem das Ruhrkohlenbecken im Verein mit dem Aachener und dem Saarrevier mit über 60 % an der Gesamtförderung teilnimmt, während die beiden schlesischen Kohlenbezirke nebst dem Zwickauer im Königreich Sachsen nur ein Drittel derselben stellen, so daß die erstgenannten im Vordergrunde des Interesses stehen.

Das Ruhrkohlenrevier. Das Ruhrkohlenbecken geht in seinem südlichen Teile zutage aus und wird dort zwischen Kettwig und Herdecke von der Ruhr in vielen Serpentinen durchschnitten; auf der Südwestseite begrenzen ältere Gebirge die Kohlenformation, und auf der Westseite bis auf das linke Rheinufer hinüber sowie auf der ganzen Nordseite wird sie von jüngeren Schichten (Kreidebecken von Münster) bedeckt. Der unbedeckt an die Oberfläche tretende Teil der Steinkohlenformation des Ruhrkohlenbeckens hat heute nicht mehr die Bedeutung wie früher; seine Förderung, welche 1870 noch 45 % der Gesamtproduktion ausmachte, beträgt heute nur etwa 15 % und wird in Zukunft immer mehr zurückbleiben, da die alten Zechen dieses Gebietes nicht mehr die Entwicklungsfähigkeit besitzen wie die unter dem Deckgebirge bauenden Kohlengruben. Die durch Schachtanlagen aufgeschlossene, in wirtschaftlicher Ausbeutung stehende Fläche im Gebiete der Kreidebildungen wies in den letzten zehn Jahren eine

*) Im Jahre 1892 erwies Prof. A. Riedler-Berlin die vielfach verbreitete Ansicht einer „neuen Ära, welche die Elektrizität in Verbindung mit den Wasserkräften schaffen und dem Dampf den Garaus machen soll" als nichtig und falsch und zeigte, daß nach unseren jetzigen Erfahrungen und dem heutigen Stande der technischen Wissenschaften die Kohle als Kraftquelle unsere wirtschaftlichen Verhältnisse auch für die Zukunft beherrschen wird. D. V.

Zunahme von rund 112 qkm auf, 715 gegen 603 qkm in 1892. In ungleich größerem Maße aber wurde durch Tiefbohrungen die Verbreitung des produktiven Steinkohlengebietes nachgewiesen. Bis zur nördlichen Begrenzung dieser Erweiterung der Kohlenfelder, welche durch eine Linie von Büderich am Rhein in östlicher Richtung nach Beckum hin gebildet wird, berechnet sich die räumliche Ausdehnung der Steinkohlenablagerung auf 2932 qkm in 1900 gegen 1923 qkm in 1892. Die Mächtigkeit der gesamten Schichtenmassen der Steinkohlenformation in dem bisher durch Bergbau erschlossenen Teile des Ruhrkohlenbeckens beträgt 3050 m. Die Gebirgsmächtigkeit innerhalb der einzelnen Flötzgruppen und ihr Verhältnis zum Reichtum an bauwürdigen Flötzen stellt sich unter Berücksichtigung der neueren Aufschlüsse wie folgt:

Flötzgruppe	Gebirgsmächtigkeit m	Bauwürdige Kohle m	Verhältnis
Magerkohlenpartie	1050	10,5	100 : 1
Fettkohlen- und Eßkohlenpartie . . .	698	26,7	26,5 : 1
Gaskohlenpartie	247	8,6	29,4 : 1
Gasflammkohlenpartie.	830	24,6	33,7 : 1
Zusammen rund	2825	70	40 : 1

Da mit dem Vorrücken des Bergbaues nach Norden hin die Magerkohlenpartie in zu großen Teufen auftritt, so wird mit dem Ausscheiden dieser Flötzgruppe das Verhältnis zwischen Gebirgsmächtigkeit und Kohlenführung der bauwürdigen Flötze günstiger und erhöht sich auf 30 : 1. Als untere Grenze der Bauwürdigkeit gilt im allgemeinen noch eine Flötzmächtigkeit von 40—50 cm reiner Kohle. Die Anzahl der bauwürdigen Flötze schätzte Runge 1890:

Flötzgruppe	Durchschnittszahl	Maximalzahl
Für die Magerkohlengruppe	15	19
Für die Fett- und Eßkohlengruppe	31	39
Für die Gas- und Gasflammkohlengruppe. .	25	33
Zusammen	71	91

Inzwischen ist noch auf den Zechen General Blumenthal und Schlägel & Eisen ein höherer Horizont der Gasflammkohlenpartie mit fünf als bauwürdig anzusehenden Flötzen erschlossen. Hinsichtlich der Ergiebigkeit der Ruhrkohlenablagerung sollen nach einer Berechnung von Geh. Bergrat Dr. H. Schulz in dem Anfang 1900 bekannten Teile des Ruhrkohlenbeckens bei 2900 qkm Flächeninhalt in bauwürdigen Flötzen anstehen:

a) bis zur Tiefe von 700 m	11,0	Milliarden t,
b) in der Tiefe von 700—1000 m	18,3	" "
c) in der Tiefe von 1000—1500 m	25,0	" "
Bis 1500 m insgesamt	54,3	Milliarden t.
Darunter in größeren Teufen, aber dem Bergbau noch zugänglich	75,0	" "
Zusammen	129,3	Milliarden t.

Unter Zugrundelegung dieser Vorratsmengen und einer Jahresförderung von rund 100 Millionen t, wie sie die Steigerung der Ruhrkohlenförderung für die nahe Zukunft erwarten läßt, würden hiernach die Ruhrkohlenvorräte bis zu einer Tiefe von 1000 m noch 293 Jahre, bis zu einer Tiefe von 1500 m noch 543 Jahre und bis zur unteren Grenze der Magerkohle noch 1293 Jahre ausreichen.

Erwägt man jedoch, daß die Ruhrkohlenablagerungen sich weiter durch den ganzen westlichen und nördlichen Teil des Münsterschen Kreidebeckens erstrecken, zwar mit größerem Deckgebirge, aber in einer vom Bergbau erreichbaren Tiefe, und die nördliche Grenze voraussichtlich bis in die Gegend von Winterswyk, Vreden, Ahaus, Rheine reicht, und daß auch 15 km von Ibbenbüren entfernt in der Gemeinde Saerbeck in einer Tiefe von etwa 1200 m Kohlen erbohrt sind; erwägt man ferner, daß die linksrheinischen Aufschlüsse ebenfalls noch unvollständig sind und daß Bohrungen nach Westen zu bis zur Linie Alderkerk-Issum von Erfolg begleitet gewesen sind, so wird man nicht zweifeln können, daß die aufgeschlossenen Vorräte nur den kleineren Teil des Gesamtkohlenreichtums des Ruhrkohlenbeckens ausmachen, und daß bis zur völligen Erschöpfung der westfälischen Kohlenfelder weit mehr als zwei Jahrtausende vergehen werden.

Das Aachener Kohlenrevier. Das produktive Steinkohlengebirge tritt bei Aachen in zwei getrennten Mulden auf; in der östlich gelegenen Indemulde wird es von mächtigen Diluvialschichten bedeckt und in der nördlichen Wurmmulde meist von Diluvial- und Tertiärschichten, nur im Wurmtal selbst geht es zu Tage aus. Auf den 1891 noch nicht abgebauten Flötzen des Indebeckens waren nach Geh. Bergrat Nasse noch

a) bis zur Tiefe von 700 m	76	Millionen t,
b) in einer Tiefe von 700—1000 m	39	" "
Summa	115	Millionen t

Steinkohle vorhanden, während die abbaufähige Kohlenmenge der Wurmmulde bei einer Zahl von 12—15 bauwürdigen mageren Flötzen mit 13 m Kohlenmächtigkeit und 23 Flamm- und Fettkohlenflötzen mit 18,7 m Kohlenmächtigkeit

a) bis zur Tiefe von 700 m	528	Millionen t,
b) in einer Tiefe von 700—1000 m	428	" "
c) in mehr als 1000 m Tiefe	1072	" "
Summa	1072	Millionen t

beträgt, so daß insgesamt im Aachener Kohlenrevier rund 1,2 Milliarden t Steinkohle anstehen.

Aus neueren Bohrungen bei Erkelenz und Wesel kann man jedoch auf eine wesentliche Ausdehnung der vorhandenen Kohlenfelder in nordöstlicher Richtung schließen, indem geologisch hierdurch der direkte Zusammenhang zwischen den rechts- und linksrheinischen Kohlenfeldern Norddeutschlands nachgewiesen ist. Nach Professor Frech wird man nicht fehlgehen, wenn man ein Vielfaches des ermittelten Aachener Kohlenvorrats in erreichbarer Tiefe zwischen Aachen und Düsseldorf als vorhanden ansieht.

Die Förderung des Aachener Kohlenreviers wird durch den Wettbewerb der Ruhrkohlen und dadurch, daß dem Abteufen der Schächte wegen des dem Steinkohlengebirge aufgelagerten schwimmenden Gebirges große Schwierigkeiten entgegenstehen, in hohem Maße gehemmt. Eine erhebliche Steigerung der Jahresförderung wird daher schwerlich zu erwarten sein. Für eine Förderung von $2\frac{1}{4}$ Millionen t im Jahr würde der berechnete Kohlenvorrat über 500 Jahre ausreichen, der wirklich vorhandene aber für einen mehr als doppelt so langen Zeitraum genügen.

Das Saarbrücker Kohlenrevier. Die Steinkohlenablagerung an der Saar, welche fast ganz dem preußischen Fiskus und zum kleinen Teil der bayrischen Pfalz angehört, wird im Norden von Unter-Rotliegendem, im Süden von Buntsandstein bedeckt und tritt mit etwa 200 qkm an die Oberfläche; unter Buntsandstein- und Muschelkalkbedeckung setzt sich das Kohlengebirge in südwestlicher Richtung bis nach Lothringen hinein fort. Das Saarbecken umfaßt in dem fiskalischen Bergbaufeld 1782,4 qkm. Die Gebirgsmächtigkeit der Ottweiler Schichten beträgt annähernd 3600 m, in der Pfalz 1700 m, in Lothringen 2000 m und die der Saarbrücker Schichten bei Saarbrücken 3200 m, in der Pfalz 2000 m. Bisher sind etwa 40 Flötze in Bau genommen mit einer gesamten Kohlenmächtigkeit von 60 m. Nach einer Berechnung von Markscheider R. Müller, Saarbrücken, enthält das staatliche Kohlenfeld bis 1000 m Teufe und nach Abzug von 20 % Abbauverlust noch:

Magerkohlen	226	Millionen t,
Flammkohlen	1554	„ „
Fettkohlen	1880	„ „
Summa	3660	Millionen t,

wozu noch der gewinnbare Kohleninhalt der dicht an der bayrisch-preußischen Landesgrenze liegenden vier Gruben und der lothringischen Grube Kleinrosseln mit 157 Millionen t kommt, insgesamt 3817 Millionen t Steinkohlen. Die Berechnung der in mehr als 1000 m Tiefe anstehenden Kohlen erscheint wenig sicher, insbesondere weil es

zweifelhaft ist, ob alle Flötze sich als bauwürdig erweisen. Bergrat Kliver veranschlagte die abbaufähige Kohlenmenge auf 3931 Millionen t. Bei einer Jahresförderung von 12 Millionen t würden die berechneten Kohlenvorräte 326 Jahre andauern und unter Einrechnung der Kliverschen Angaben für große Tiefen über 750 Jahre.

Die vorstehenden Ermittelungen beschränken sich aber auf das preußische Gebiet, nicht berücksichtigt ist das in den letzten Jahren aufgeschlossene Kohlenfeld in Lothringen, wo durch zahlreiche Tiefbohrungen das Fortsetzen des Kohlengebirges in Tiefen von 500—1000 m unter der Trias in dem von der Eisenbahnlinie Forbach-Metz und der Nied von Falkenberg bis Busendorf begrenzten Gebiet nachgewiesen ist. Die durch Bohrungen gewonnenen Aufschlüsse lassen eine erheblich größere Ausdehnung der gewinnbaren Steinkohlenmenge des Saarreviers als sicher erscheinen, zumal auch nach der Pfalz und dem Rhein zu das Steinkohlenvorkommen sich in größerer Ausdehnung vorfindet, als bisher angenommen. Wenn daher auch mit Rücksicht auf die voraussichtliche Entwicklung der lothringischen Eisenindustrie für die Zukunft eine erhebliche Steigerung der Förderung zu erwarten ist, so braucht doch für die Nachhaltigkeit des Saarkohlenreichtums kein anderer Maßstab angelegt zu werden.

Das oberschlesische Steinkohlenbecken. Das Steinkohlenbecken im südöstlichen Teile Schlesiens weist einen Flächenraum von etwa 3615 qkm auf und zieht sich über die Grenze Preußens nach Österreich und nach Russisch-Polen hinein; hier umfaßt es noch weitere 2000 qkm, von denen der größere Teil auf österreichisches Gebiet entfällt. Das kohleführende Gebirge tritt nur an wenigen Stellen zu Tage aus, sonst ist es von einem durchschnittlich 200 m mächtigen Deckgebirge überlagert, das vorwiegend dem Diluvium und der Tertiärformation angehört. Die gesamte Mächtigkeit des oberschlesischen Karbons veranschlagt Gaebler auf 6977,53 m (aufgeschlossen 6008,1 m); der Kohleninhalt wird durch 114 bauwürdige Flötze mit insgesamt 168,76 m bezeichnet, entsprechend einer durchschnittlichen Mächtigkeit des bauwürdigen Flötzes von 1,48 m. Gaebler berechnet die noch gewinnbare Kohlenmenge

a) bis zur 1000-m-Sohle auf	62,80	Milliarden t,
b) von 1000—1500 m Tiefe auf	38,75	„ „
c) von 1500—2000 m Tiefe auf	39,25	„ „
Summa	140,80	Milliarden t.

Bis zur Erschöpfung des in 2000 m Tiefe anstehenden Kohlenvorrats würde unter Zugrundelegung einer Jahresförderung von 25 Millionen t ein Zeitraum von über $5^1/_2$ Jahrtausenden verstreichen. Selbst wenn man daher für die in den nächsten Jahrhunderten zu erwartende Steigerung der oberschlesischen Förderung infolge des

Förderausfalles der bis dahin erschöpften umliegenden kleineren Kohlenbecken auch noch so bedeutende Dimensionen ansetzt, so kommt man doch noch auf eine Dauer des Kohlenreichtums von mehreren Jahrtausenden.

Das niederschlesische Kohlenbecken. Die Steinkohlenablagerungen Niederschlesiens lehnen sich an die Abhänge des Riesengebirges an und erstrecken sich, auf Kulmschichten und auf Gneis liegend, über die deutsche Grenze nach Böhmen hin. Nach Toula enthält das niederschlesische Becken 16 bauwürdige Flötze mit 28,7 m Mächtigkeit. Auf denselben stehen nach Ermittelungen des Breslauer Oberbergamts

a) bis 700 m Tiefe	754	Millionen t,
b) von 700—1000 m Tiefe	155	„ „
c) in mehr als 1000 m Tiefe	26	„ „
Summa	935	Millionen t.

Steinkohlen an, wovon 110 Millionen t abgehen, die in Sicherheitspfeilern stehen bleiben, so daß 825 Millionen t Kohlen im ganzen gewinnbar sind. Bei einer Förderziffer von 5 Millionen t im Jahr würde demnach der Kohlenvorrat etwa 165 Jahre ausreichen. Man muß jedoch hierbei berücksichtigen, daß die vorstehenden Erhebungen des Breslauer Oberbergamts sich nur auf die verliehenen Bergwerksfelder beziehen, und daß die inneren Teile des Beckens zum Teil noch gar nicht durch Bohrungen aufgeschlossen sind. Infolgedessen werden von Professor Frech in dem ausgedehnten Becken noch mehrere hundert Millionen Tonnen Kohlen in der nicht näher erforschten Tiefe als vorhanden betrachtet, so daß die Nachhaltigkeit des niederschlesischen Steinkohlenbergbaues noch auf längere Zeit gesichert bleibt.

Das Zwickauer Kohlenbecken im Königreich Sachsen. Das erzgebirgische oder Zwickauer Steinkohlenbecken liegt zwischen Chemnitz und Zwickau; es ist räumlich beschränkt, indem gegen Norden die kristallinischen Schiefer des sächsischen Mittelgebirges und gegen Süden die des Erzgebirges angrenzen. Der Bergbaubetrieb ist in den letzten Jahrzehnten immer weiter nach Osten und Norden vorgeschritten und die Ausdehnung der Flötze wesentlich geklärt. Durch neuere Aufschlüsse ist zwar festgestellt, daß die Steinkohlenablagerung von Zwickau weiter nach Nordosten reicht, als man bisher vermutete, doch liegt wenig Hoffnung vor, in den nicht aufgeschlossenen Feldern ausgiebige Steinkohlenflötze zu finden. Aller Wahrscheinlichkeit nach besteht zwischen dem Zwickauer Becken und dem kleinen Lugau-Ölsnitzer Revier ein Zusammenhang, aber durch das im Jahre 1900 niedergebrachte Bohrloch in Oberzschocken ist ein bauwürdiges Flötz erst bei mehr als 1100 m Tiefe angetroffen worden.

Nach amtlicher Schätzung standen in 1890 insgesamt im Königreich Sachsen 400 Millionen t Steinkohlen an. Für die heutige Förderung von ca. 5 Millionen t Kohle p. a. bleibt eine erhebliche Steigerung aus technischen Gründen nicht zu erwarten, da die Schachttiefen bereits bis auf über 700 m gehen; die sächsischen Flötze werden also in etwa 70 Jahren schon abgebaut sein.

Die übrigen deutschen Kohlenbezirke. Nach oberbergamtlichen Mitteilungen stehen im Revier Ibbenbüren bis zu 1000 m Tiefe mindestens 136 Millionen t an, am Süntel und am Osterwalde 120 Millionen t und im Ilefelder Becken etwa 5 Millionen t Steinkohlen. Das Steinkohlenbecken von Stockheim und Kronach an der Südseite des Thüringer Waldes hat ebenfalls keinen Anspruch auf größere Bedeutung und gewährt auch keinerlei Aussicht auf bedeutende Verbreitung der Steinkohlenformation in Süddeutschland. Der Gesamtkohlenreichtum in den genannten Revieren kann nicht höher als auf 400 Millionen t geschätzt werden.

Gesamtdeutschland. Nach vorstehenden Ausführungen betragen für ganz Deutschland die durch Bergbau oder Tiefbohrungen nachgewiesenen und berechneten Steinkohlenvorräte rund 280 Milliarden t. Wenn man aber die mutmaßliche Ausdehnung der Kohlenablagerungen in Betracht zieht und im Besonderen für das Ruhrrevier und für das Aachener Becken den außerhalb der verliehenen Felder anstehenden Kohlenvorrat wenigstens ebenso hoch veranschlagt wie den innerhalb derselben ermittelten, und für das lothringische und pfälzische Gebiet des Saarbeckens, sowie für das niederschlesische Kohlenbecken jeweilig die Gesamtmenge der vorhandenen Kohlen um die Hälfte höher einschätzt als die der verliehenen Felder, so ergibt sich für Deutschland nachstehender Steinkohlenreichtum.

Die Kohlenvorräte Deutschlands 1903.

Steinkohlenablagerung	Aufgeschlossen Milliarden t	Mutmaßlich Milliarden t
an der Ruhr	129,3	258,6
an der Saar	7,7	11,5
bei Aachen	1,2	2,4
in Oberschlesien	140,8	140,8
in Niederschlesien	0,8	1,2
im Königreich Sachsen	0,4	0,4
in den übrigen Becken	0,4	0,4
Summa	280,6	415,3

Für die heutige Kohlenförderung Deutschlands würde der berechnete Kohlenvorrat noch ca. 2400 Jahre und der mutmaßliche Gesamtvorrat noch rund 3520 Jahre ausreichen. Rechnet man jedoch auf Grund der prozentualen Steigerung in den letzten Jahrzehnten bis zum Jahre 1950 mit einer Zunahme der Jahresförderziffer um

83 %, d. h. auf 200 Millionen t, und nimmt man an, daß von 1950 ab die Jahresförderung auf dieser Höhe bleibt, so würden die Steinkohlenvorräte Deutschlands noch über 1400 Jahre nachhalten und unter Zugrundelegung der mutmaßlichen Ausdehnung der Gesamtablagerungen erst im Anfang des vierten Jahrtausends unserer Zeitrechnung ihrer völligen Erschöpfung entgegensehen. Aller Voraussicht nach wird aber auch im nächsten Jahrhundert die Förderziffer wieder Steigerungen erfahren, weil die dann eintretende Erschöpfung der Kohlenvorräte anderer Länder den deutschen Steinkohlenbergbau erheblich beeinflussen wird.

Großbritannien und Irland. Die Frage der britischen Steinkohlenvorräte läßt sich dahin beantworten, daß auf Flötzen von nicht weniger als 32 cm Mächtigkeit und mit zugehöriger Berücksichtigung der unvermeidlichen Verluste bei der Gewinnung und Förderung folgende Kohlenmengen anstehen:

	Aufgeschlossen in bekannten Feldern Milliarden t	Mutmaßlich Milliarden t	Summa Milliarden t
I. Bis zu einer Tiefe von 1219 m			
a) Südwales und Monmouthshire .	26,480		
b) Yorkshire.	19,138		
c) Northumberland und Durham .	5,250		
d) North Staffordshire	4,368		
e) Cumberland.	1,528		
f) Schottland	15,681		
g) Übrige Grafschaften.	28,555		
Summa	101,000	40,000	141,000
II. In mehr als 1219 m Tiefe	5,200	41,800	47,000
Insgesamt	106,200	81,800	188,000

Hiernach beträgt der britische Kohlenvorrat in den bekannten Feldern weniger als zwei Drittel der oberschlesischen Steinkohlenschätze und insgesamt weit weniger als die Hälfte des Gesamtruhrkohlenreichtums. Bei der britischen Förderziffer von 234 Millionen t in 1903 und ihrer voraussichtlichen Steigerung werden die in bekannten Kohlenfeldern bis 1219 m Tiefe vorhandenen Kohlenmengen in zwei bis drei Jahrhunderten abgebaut sein, und zwar zuerst im nordenglischen Kohlenbecken von Durham und Northumberland. Da dieses Kohlenrevier fast ein Drittel der englischen Kohlenausfuhr stellt, so wird schon mit dem Herannahen der Erschöpfung dieses Distriktes eine Abnahme der Kohlenausfuhr Großbritanniens eintreten, zumal die Preissteigerung der Kohle infolge der erhöhten Gewinnungskosten bei zunehmender Tiefe der Abbaue sich sowohl hinsichtlich des Absatzes nach fremden Ländern als auch bezüglich der Entwicklung der britischen Eisenindustrie bemerkbar machen wird.

Frankreich. Unter den Steinkohlenablagerungen Frankreichs nimmt das Valenciennes-Kohlenbecken den ersten Rang ein; es zieht sich, von mächtigen Jura- und Kreideschichten bedeckt, aus der Gegend von Boulogne über Valenciennes bis an die belgische Grenze. Fast zwei Drittel der Gesamtförderung Frankreichs werden vom Valenciennes-Kohlenbecken geliefert. Die französischen Kohlenvorräte wurden 1890 von Bergingenieur de Lapparent auf 17—19 Milliarden t veranschlagt, von denen der Hauptanteil auf das Valenciennesrevier entfällt, während der kleinere Teil in den zentralen und südwestlichen Kohlendistrikten ansteht, welche Beckenausfüllungen auf älterem Gebirge bilden und stets nur wenig Flötze enthalten. Nimmt man mit Rücksicht auf die derzeitige Kohleneinfuhr in Höhe von 13,5 Millionen t an, daß im Laufe der nächsten fünf Jahrzehnte eine Vermehrung der Förderung bis zu 50 Millionen t jährlich stattfindet, so würden bei gleichbleibender Förderhöhe die ermittelten Kohlenvorräte Frankreichs nur bis ins vierte Jahrhundert ausreichen. Da jedoch die minder reichen, aber räumlich ausgedehnten und demnach leicht zugänglichen mittleren und südlichen Kohlenablagerungen schon im zweiten Jahrhundert nach unserer Zeit zu Ende gehen werden, so daß die Fördermenge des Valenciennesbeckens allein übrig bleibt und die Gesamtproduktion Frankreichs zurückgeht, so würde die dort in der mächtigen Schichtenfolge enthaltene Kohlenmenge erst im fünften Jahrhundert abgebaut sein.

Eine erhebliche Erweiterung der vorhandenen Kohlenfelder kann wohl als ausgeschlossen gelten, nachdem das Vorkommen der Kohle im südlichen Teile des Pas-de-Calais trotz großer Bemühungen nicht aufgefunden werden konnte. Dagegen dürfte Aussicht vorhanden sein, die Fortsetzung des Saarbrücker Kohlenbeckens im Departement Meurthe-et-Moselle zu erschürfen. Allerdings wird man daselbst die Kohle kaum in geringerer Tiefe als 1000 m erreichen, immerhin aber wird auch dadurch der Zeitpunkt der völligen Erschöpfung der französischen Kohlenfelder, wenn auch nur in geringem Maße, hinausgeschoben werden.

Belgien. Die Steinkohlenfelder von Lüttich, Namur und im Hennegau durchziehen ganz Belgien von Westen nach Osten; sie stehen mit dem nordfranzösischen Valenciennesbecken und dem Aachener Becken in geologischem Zusammenhang, denen sie hinsichtlich der geologischen Entwicklung der Kohlenflötze, der Sattelbildung und der Streichrichtung der sogenannten Hauptsättel ähneln. Wenn daher auch über die Steinkohlenvorräte Belgiens genauere Ermittelungen nicht bekannt sind, so gibt uns doch der Vergleich mit der Wurmmulde bei Aachen einen ungefähren Anhalt zu einer zwar unsicheren, aber doch verwertbaren Schätzung. Nach Nasse würde man auf diese Weise angesichts der großen Mächtigkeit der gesamten

schätzt. Bisher wird nur wenig Kohle gewonnen, aber die günstige Lage des Kohlenbeckens läßt einen Aufschwung des dortigen Kohlenbergbaues erwarten, der im Bereiche des Schwarzen Meeres sich bei der dortigen Eisenindustrie sehr bemerkbar machen wird.

Im asiatischen Rußland sind während des Baues der sibirischen Bahn über die Kohlenvorkommen genauere geologische Untersuchungen angestellt und sieben größere Kohlengebiete entdeckt worden, die aber trotz teilweise gewaltiger Oberflächenausdehnung und bedeutender Flötzmächtigkeit infolge der schlechten Kommunikations- und Transportverhältnisse auf lange Zeit hinaus noch in der Entwicklung gehemmt sind. Wichtig für den Weltverkehr können allein die Steinkohlenablagerungen auf der Insel Sachalin werden, welche an der West- und Ostküste sowie im mittleren Teile Sachalins vorhanden sind und in der Umgebung des Hafenplatzes Dué an der Westküste ausgebeutet werden. Bisher wird im asiatischen Rußland kaum $^1/_3$ Million Tonnen Steinkohle gefördert.

Die russische Gesamtsteinkohlenförderung entspricht aus den erwähnten Gründen nicht dem Kohlenreichtum des Landes, zumal die einzelnen Kohlengebiete keineswegs als völlig aufgeschlossen gelten können. Die territorialen Verhältnisse Rußlands bringen es mit sich, daß stets eine Kohleneinfuhr stattfinden wird.

Schweden, Spanien, Niederlande. In den übrigen Industriestaaten Europas hat das geringfügige Kohlenvorkommen Schwedens mit einer Jahresförderung von 300000 t nur lokales Interesse, dagegen verdienen die Kohlenbecken in Spanien unsere Beachtung. Spaniens Steinkohlenfelder umfassen eine Fläche von rund 11300 qkm, die wegen Mangels an willigem Kapital, Eisenbahnverbindungen, geeigneten Tarifen, Hafenanlagen usw. nicht genügend ausgebeutet werden können. Die Steigerung der spanischen Kohlenförderung in den letzten zehn Jahren von $1^1/_2$ Millionen Tonnen in 1893 auf 2,7 Millionen Tonnen in 1903 bei gleichzeitiger Erhöhung der Einfuhr von $1^3/_4$ auf 4 Millionen Tonnen läßt den Schluß zu, daß die Kohlenförderung Spaniens sich rascher entwickeln und Spanien in Bezug auf Steinkohlen unabhängig vom Ausland machen kann.

Betont sei ferner, daß neuerdings in der holländischen Provinz Limburg in größerem Maßstabe als bisher Kohle nachgewiesen ist, und daß man nach F. Simmersbach in der Annahme nicht fehl gehen wird, daß sich das Ruhrkohlengebirge in nördlicher Erstreckung aus dem Münsterschen Kreidebecken heraus in breiter Form in die Niederlande fortsetzt. Es dürfte somit nicht ausgeschlossen erscheinen, daß die Niederländer zukünftig ebenfalls ihren Kohlenbedarf (über 6 Millionen Tonnen pro Jahr) im eigenen Lande zu decken vermögen und bei ihrer günstigen Lage ihren Kohlenreichtum als Grundlage für eine zu gründende Eisenindustrie benutzen.

Sachsen sind und wie diese schon gegen Ende des laufenden Jahrhunderts erschöpft sein werden. Die Ausdehnung der noch nicht aufgeschlossenen Flötze spricht für eine weitere Steigerung der österreichisch-ungarischen Kohlenproduktion, an der zur Zeit Österreichisch-Schlesien mit 39 %, Böhmen mit 32 % und Ungarn mit 11 % sich beteiligen. Legt man selbst eine Jahresförderung von 20 Millionen Tonnen Steinkohle zu Grunde, so würden die Gesamtkohlenvorräte noch über 800 Jahre ausreichen.

Rußland. In den fünf Kohlenbecken des europäischen Rußlands werden Steinkohlen in größeren Mengen nur in Polen (25 %) und im Donetzbecken (70 %) gefördert, der Rest entfällt auf den Ural, das Moskauer Gebiet und auf den Kaukasus. Das polnische Steinkohlenrevier stellt die unmittelbare östliche Fortsetzung der oberschlesischen Steinkohlenablagerung dar, doch ist die Ausdehnung geringfügig. Nasse schätzt den anstehenden Kohlenvorrat bei durchschnittlich gleicher Kohlenmächtigkeit wie in Oberschlesien auf 7 Milliarden Tonnen. Das Donetzbecken umfaßt annähernd ein Gebiet von 22 760 qkm und ist vergleichsweise etwa 40 mal größer als das polnische Revier. Im westlichen Teile dieses südrussischen Beckens, Bezirk Jekaterinoslaw, hat man 45 abbaufähige Flötze mit einer Gesamtmächtigkeit von rund 34 m festgestellt, deren Kohlenreichtum auf 6,8 Milliarden Tonnen veranschlagt ist. Kohlenreicher aber dürfte der östliche Teil des Donetzbassins sein, der bis weit ins Land der donischen Kosaken hinein hauptsächlich anthrazitische Kohlen enthält. Insgesamt soll der Anthrazitvorrat $2\frac{1}{2}$ mal so groß sein als der Vorrat an bituminöser Steinkohle. Angesichts der geringen Zahl und Mächtigkeit der Flötze wird das Donetzkohlenbecken trotz seiner großen räumlichen Ausdehnung vorab nicht die Wichtigkeit und Bedeutung erlangen können, wie sie die Kohlenfelder in Schlesien, Westfalen, Belgien, Südwales sowie in Pennsylvanien mit ihren mächtigen, in größerer Menge aufeinander gepackten Flötzen erreichen. Äußerst ungünstig sieht es im Moskauer Kohlenbecken aus, wo zwar die Oberflächenausdehnung der kohleführenden Schichten nicht minder gewaltig als in Südrußland in die Erscheinung tritt, wo aber die sehr schwachen Flötze, welche zum Teil in bedeutender Tiefe liegen, und die minderwertige Beschaffenheit der Kohlen, welche trotz des unterkarbonischen Alters des Moskauer Kohlengebietes nur den Brennwert der Braunkohle besitzen und beim Lagern zu Pulver zerfallen, also wenig transportfähig sind, eine besondere Entwicklung des Bergbaues hintanhalten. Im Ural zeigen die Kohlen am Westabhange des Gebirges in der Art ihrer Lagerung große Ähnlichkeit mit denen des Moskauer Beckens; auf der östlichen Seite des Urals erstreckt sich das bedeutendste Kohlenvorkommen etwa 112 km nach Süden. Die im Kaukasus, Gouvernement Kutaïs, anstehende Kohlenmenge wird auf 115 000 000 t ge-

kohlenbecken 34084 Milliarden Tonnen an, entsprechend einer Förderdauer unter den heutigen Verhältnissen von nur 70 bzw. 340 Jahren für die beiden Bezirke; bei der voraussichtlichen Produktionssteigerung wird aber die Erschöpfung weit eher eintreten. Insbesondere soll in dem Connellsville-Kokskohlendistrikt Pennsylvaniens, der allein über 13 Millionen Tonnen Koks herstellt, schon in 30 Jahren die vorzügliche Upper Connellsville Kokskohle ihrem Ende entgegensehen.

Kanada. Von den vier Hauptkohlegebieten Kanadas, Nova Scotia, Mittelkanada, Britisch-Kolumbia und Westkanada, kommt das erstere mit Sydney als Mittelpunkt insbesondere für die dortige Eisenindustrie und den Seeexport in Betracht. Nova Scotia verfügt über drei größere Kohlenvorkommen, welche insgesamt einen Oberflächenraum von 935 Quadratmeilen umfassen, und zwar hat das Sydneykohlenfeld eine Ausdehnung von 500 Quadratmeilen, das Cumberlandkohlenfeld von 400 Quadratmeilen und das Pictonkohlenfeld von 35 Quadratmeilen; ersteres hat 12 Flötze von 3—12 Fuß Mächtigkeit, letzteres 16 Flötze von 3—34 Fuß Mächtigkeit. In Mittelkanada erstreckt sich das North-West-Territories-Kohlenfeld von den Rocky Mountains bis zum Red River in Manitoba, der amerikanischen Grenze entlang und reicht nach Norden zu bis Edmonton am Saskatschewan; es soll mehr als fünfmal so groß sein als der gesamte Flächenraum der britischen Kohlenfelder. In Britisch-Kolumbia liegt in den Rocky Mountains das Crow's Nest-Pars-Kohlenfeld. Auf der Vancouverinsel umfaßt das dortige Nanaimokohlenvorkommen ein Gebiet von 200 Quadratmeilen und die Comoxkohlenablagerungen ein solches von 700 Quadratmeilen; beide Kohlenfelder verfügen über gute Kokskohle, das Comoxrevier auch über Anthrazite, welche aber in noch bedeutenderem Maße auf der Queen-Charlotteinsel vorkommen, wo ein Anthrazitkohlenfeld von etwa 800 Quadratmeilen Flächenraum nachgewiesen ist.

Die übrigen Länder. Hinsichtlich der übrigen Kohle produzierenden Länder liegen nur mangelhafte oder gar keine geologischen Untersuchungen vor, so daß ein näheres Eingehen auf die möglichen Kohlenvorräte sich erübrigt. Erwähnt sei nur, daß in China mehr Kohle vorhanden sein soll als in Amerika und Europa zusammen. Aller Voraussicht nach aber werden die gewaltigen chinesischen Kohlevorkommen erst mit dem Herantritt der Erschöpfung der nordamerikanischen und europäischen Kohlenvorräte ihre Rolle spielen und sich zum Mittelpunkte der Weltindustrie entwickeln.

Zusammenfassung. Stellt man nach den vorstehenden Ausführungen die Kohlenvorräte Europas zusammen und setzt man für Belgien nur 20 Milliarden und für das europäische Rußland eine Gesamtkohlenmenge von 40 Milliarden ein, so ergibt sich bei einem Vergleich mit den Vereinigten Staaten von Amerika folgendes Bild.

Steinkohlenmenge und -Förderung in den wichtigeren Ländern.

	Vorräte Milliarden Tonnen	Förderung 1903 Millionen Tonnen
Deutschland	415,3	116,7
Großbritannien	193,0	234,0
Frankreich	19,0	34,3
Belgien	20,0	23,9
Österreich-Ungarn	17,0	12,7
Rußland	40,0	17,5
Europa	704,3	439,1
U. S. A.	681,0	322,0

Hiernach steht der Kohlenreichtum Europas und der Vereinigten Staaten von Amerika ungefähr auf derselben Höhe. Falsch würde es aber sein, aus der geringeren Fördermenge Amerikas auf eine längere Förderungsdauer zu schließen, da Nordamerika mit Riesenschritten der vollen Entwicklung seiner industriellen Kräfte entgegenschreitet.

Was im besonderen Deutschland und Nordamerika anbetrifft, so wird das Verhältnis zwischen Kohlenreichtum und Jahresförderung sich in Zukunft für die Vereinigten Staaten noch ungünstiger stellen als bisher, so daß die industrielle Höhe Deutschlands auf eine viel längere Dauer gesichert erscheint als die Nordamerikas.

Vergleicht man die Kohlenvorkommen der europäischen Staaten untereinander, so besitzt Deutschland einen größeren Kohlenreichtum als das übrige Europa zusammengenommen, und nicht minder ist es hinsichtlich der Nachhaltigkeit seiner Kohlenvorräte sämtlichen Ländern weit voraus. Durch die große Schichtenmächtigkeit und Flötzzahl seiner östlichen und westlichen Steinkohlengebiete befindet sich Deutschland in der Lage, nicht nur den Bedarf der umliegenden Länder, welche fast sämtlich mehr oder weniger — und in Zukunft in höherem Maße als jetzt — auf deutsche Kohle angewiesen sind, in jeder Höhe zu decken, sondern auch nach der Erschöpfung der Kohlenreviere von Durham und Northumberland in 200 Jahren den Ausfall in der Seeausfuhr englischer Kohle auszugleichen und 150 Jahre später, nach dem voraussichtlichen Abbau der mittelenglischen Kohlenfelder, die gesamte britische Seeausfuhrerbschaft anzutreten.

II. Deckung des Koksbedarfs.

Deutschland. Die deutsche Koksindustrie beruht auf den Kokskohlenvorkommen an der Ruhr, in Ober- und Niederschlesien, an der Saar, bei Aachen, sämtlich in Preußen gelegen, und auf den Vorkommen bei Obernkirchen in Schaumburg-Lippe und bei Zwickau im Königreich Sachsen.

Ruhrrevier. Man bezeichnet im Ruhrkohlenbecken gewöhnlich als Gaskohlen Kohlen mit über 35 % flüchtigen Bestandteilen, als Fettkohlen solche von 15—35 % und als Magerkohlen solche mit weniger als 15 % flüchtigen Bestandteilen, und unterscheidet im besonderen noch die hohe gasreiche Fettkohle, die leichte Fettkohle und die an die magere Flötzpartie grenzende Eßkohle. Im allgemeinen steigt die Backfähigkeit der Kohlen in der ganzen Ablagerung von unten nach oben und im Fortstreichen von Westen nach Osten. Die Koksausbeute nimmt in der Regel von den liegenden nach den hangenden Flötzen ab.

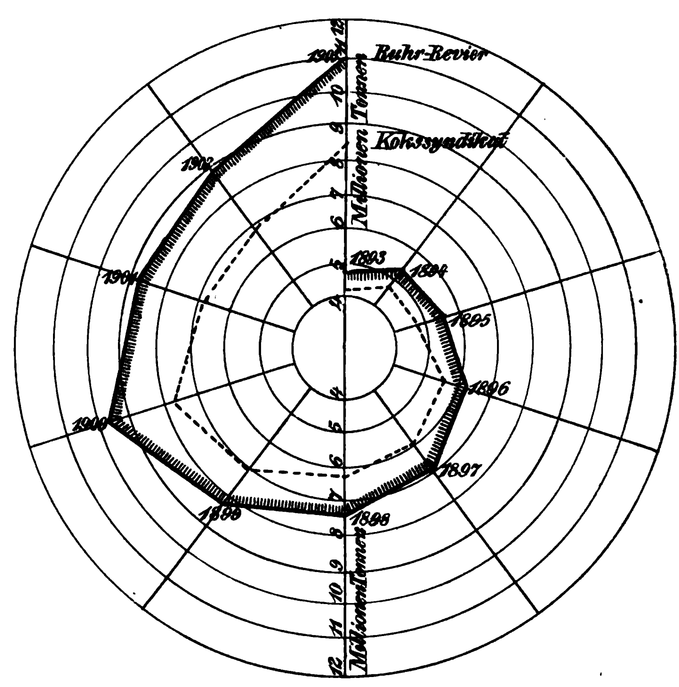


Abb. 79. Kokserzeugung im Ruhrrevier.

Die Kokserzeugung im Ruhrbezirk stieg seit 1893 von 4780489 t auf 11006779 t in 1903, d. h. um 130 %. Die vorstehende graphische Darstellung veranschaulicht die Entwicklung der Ruhrkoksfabrikation in den genannten 10 Jahren und zugleich im Vergleich mit der Erzeugung des Kokssyndikats im selben Zeitraum. Die Verkokungskosten stellen sich in Westfalen bei einem Ausbringen von $76\frac{1}{3}$ % in Teeröfen auf etwa 1,15 ℳ und die Selbstkosten für Koks unter günstigen Verhältnissen auf 11,15 ℳ. Die Preise für Gießereikoks zeigen nach den Notierungen der Essener Börse die nachstehenden Schwankungen; zur Vervollständigung des Bildes mögen auch die Kohlenpreise in Westfalen folgen.

Kohlen- und Koks-Preise im Ruhrbezirk.

Jahr	Hochofenkoks ℳ	Gießereikoks ℳ	Gaskohle Essen ℳ	Fettkohle Essen ℳ	Puddelkohle Dortmund ℳ
1894	11,00	14,00	10,50	8,00	6,90
1895	11,00	14,00	10,10	8,00	7,40
1896	12,02	14,23	10,20	8,30	7,90
1897	13,87	15,96	11,20	8,90	8,50
1898	14,00	16,25	11,50	9,10	8,70
1899	14,37	16,69	11,80	9,40	9,00
1900	21,29	23,33	12,80	10,30	9,90
1901	22,00	23,50	12,80	10,30	10,00
1902	15,00	17,50	12,00	9,60	9,30
1903	15,00	16,50	11,80	9,40	9,00
1904	15,00	16,50	11,80	9,40	9,00

Von der Gesamtkokserzeugung des Oberbergamtsbezirks Dortmund blieben 1903 39 % in Rheinland-Westfalen, 21,2 % gingen nach Elsaß-Lothringen und 13,8 % nach Belgien und Luxemburg; insgesamt blieben im Inland 75,5 %, während 24,5 % gemäß nachfolgender Übersicht ins Ausland verkauft wurden.

Hauptabsatzgebiete für Ruhrkoks 1903.

	t	%
1. Koksabsatz ins Ausland.		
Holland	155 311	1,6
Belgien und Luxemburg	1 369 588	13,8
Frankreich	490 116	4,9
Schweiz	112 291	1,1
Österreich und Italien	198 521	2,0
England und Schweden	9 389	0,1
Spanien, Rumänien, Griechenland	5 077	0,1
Rußland	18 473	0,2
Außereuropäische Staaten	71 600	0,7
Summa Ausland	2 430 366	24,5
2. Koksabsatz ins Inland.		
Rheinland-Westfalen	3 873 008	39,0
Hannover, Braunschweig	313 172	3,2
Hessen-Nassau	203 163	2,0
Hamburg, Schleswig-Holstein, Jütland	141 320	1,4
Bremen, Oldenburg, Ostfriesland	68 520	0,7
Bayern, Baden, Württemberg	246 361	2,5
Provinz Sachsen u. Anhalt	236 197	2,4
Thüringen, Königreich Sachsen	177 251	1,8
Berlin, Provinz Brandenburg	81 434	0,8
Lübeck, Mecklenburg, Dänische Inseln	49 291	0,5
Elsaß-Lothringen	2 108 586	21,2
Summa Deutschland	7 498 303	75,5
Summa Koksabsatz	9 928 669	100,0

Die Koksfracht von Westfalen nach dem Minetterevier beläuft sich bei einer Entfernung von 334—352 km auf 7,5—7,9 ℳ für 1 t. Für die Beförderung von Koks, sowie von Kokskohlen zur Koksfabrikation nach Lothringen, Luxemburg und dem Saargebiet gilt nämlich folgender Tarif: Einheitssatz 80—350 km je 2,2 ₰ f. d. tkm zuzüglich nachstehender Abfertigungsgebühr f. d. t: 80—200 km 50 ₰, 201—290 km 40 ₰, 291—350 km 20 ₰; Einheitssatz über 350 km (Anstoß) je 1,4 ₰ f. d. tkm, wobei die Abfertigungsgebühr wegfällt. Nach dem Lahn-, Dill- und Sieggebiet stellt sich derselbe Tarif bei Mengen von weniger als 45 t, mindestens jedoch 10 t, wie folgt: Einheitssatz bis 50 km je 2 ₰, darüber (Anstoß) 1,8 ₰ zuzüglich 80—120 ₰ f. d. t Abfertigungsgebühr (d. h. bis 10 km 80 ₰, 11 bis 20 km 90 ₰, 21—30 km 100 ₰, 31—40 km 110 ₰, über 40 km 120 ₰ pro t), höchstens aber 2,2 ₰ f. d. tkm und 70 ₰ für 1 t Abfertigungsgebühr. Von den so ermittelten Sätzen sind zu kürzen: bis 100 km 30 ₰, 101—200 km 40 ₰, 201 km und darüber 50 ₰ für 1 t. Der Ausnahmetarif vom 15. Januar 1905 zur Beförderung von Kohlen und Koks nach dem Siegerland, Dill- und Lahngebiet ergibt bei Mengen von mindestens 45 t je 1,4 ₰ f. d. tkm zuzüglich 60 ₰ für 1 t Abfertigungsgebühr. Vergleichsweise betragen in Belgien die Kohlen- und Kokstarife bei einem Aufgabequantum von mindestens 50 t bei 200 km für Kohlen 1,61 ₰, für Koks 1,41 ₰ und bei 350 km 1,32 ₰ bzw. 1,15 ₰, wobei die Einschreibegebühr von 16 ₰ und die Avisgebühr von 8 ₰ für jede Sendung, d. h. für mindestens 50 t, einbegriffen ist; es werden also Kohlen in Belgien bei 200 km bis zu 5,3 % und bei 350 km bis zu 15,9 % billiger gefahren als bei uns und Koks unter denselben Bedingungen bis zu 17 % bzw. 26,7 % billiger.

Der Wettbewerb des Auslandes erfordert, daß Deutschland möglichst gleichen Schritt hält mit anderen Ländern in dem Streben nach Verbilligung der Gütertarife. In erster Linie ist da zu beachten, daß die Vereinigten Staaten von Amerika trotz ihrer bislang geringsten Gütertarife so große wasserwirtschaftliche Projekte vorbereiten wie nirgends auf der Welt. Würden bei uns Mosel und Saar schiffbar gemacht, so würde Koks von Ruhrort nach Algringen auf dem Wasserwege um 34 % billiger zu beziehen sein als per Bahn, und von Ruhrort nach Esch um 29 % billiger.

In zweiter Linie ist im Interesse unserer Industrie zur Verringerung der Selbstkosten eine höhere Tragfähigkeit der Eisenbahnwagen nebst Selbst- und Schnellentladevorrichtungen erforderlich. Auch hier seien uns die Vereinigten Staaten vorbildlich, in denen 1901/2 von den vorhandenen Kohlenwagen mehr als zwei Drittel über 20 t Tragfähigkeit zeigten, wie aus folgender Übersicht hervorgeht.

Tragfähigkeit der Kohlenwagen in den Vereinigten Staaten von Amerika 1901/2.

bis 18 t	18 %
18—22 t	17 %
22,5—31,5 t	38 %
31,5—54 t	27 %
Summa	100 %

Oberschlesien. Die Steinkohlenablagerungen Oberschlesiens enthalten im westlichen Teile bei Zabrze Backkohlen, nach Osten zu nimmt die Backfähigkeit ab; die Kohlen gehen bei Königshütte in gasreiche Sinterkohlen und bei Laurahütte in gasreiche Sandkohlen über. Im allgemeinen steigt die Backfähigkeit der oberschlesischen Kohlen mit abnehmendem Wassergehalt; die liegenden Flötze zeigen gewöhnlich erhöhte Backfähigkeit. Das Koksausbringen stellt sich geringer als bei westfälischer Kohle, etwa auf 66—70 %. An Koks wurden in 1903 1 241 348 t dargestellt gegen 1 060 235 t in 1893, entsprechend einer Zunahme von 17 %; den Höhepunkt ihrer Erzeugung erreichte die oberschlesische Koksindustrie im Jahre 1900 mit einer Erzeugungsziffer von 1 410 105 t, d. h. über 13 % mehr als in 1903. Im Jahre 1904 stieg die Koksproduktion wieder auf 1 387 955 t, d. h. um 11,8 % mehr als in 1903, während der Wert der Produktion nur um 6,3 % stieg.

Der Absatz an oberschlesischem Koks betrug 1904 390 864 t und zeigte gegenüber dem Vorjahre eine Zunahme um 49 931 t, die insbesondere auf erhöhten Bedarf seitens Ungarns und Polens zurückzuführen ist, wie die folgende Absatzstatistik des näheren zeigt:

Oberschlesiens Hauptabsatzgebiete für Koks 1904.

Empfänger	t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Rußland	230	— 290
Polen	130 675	+ 10 495
Galizien	19 417	— 2 650
Rumänien	2 159	— 426
Ungarn	50 758	+ 11 214
Serbien, Bulgarien	10	+ 10
Böhmen	454	— 57
Übriges Österreich	20 870	+ 3 614

Der Wert des oberschlesischen Koks stellt sich gemäß seiner verhältnismäßig geringeren Festigkeit niedriger als der Ruhrkokspreis. Nachstehend die Durchschnittswerte für oberschlesischen Koks (+ Cynder) im letzten Jahrzehnt, sowie zur Vervollständigung die Durchschnittspreise für Gaskohle ab Grube.

Kohlen- und Kokspreise in Oberschlesien.

Jahr	Hochofenkoks ℳ	Gaskohle ℳ	Jahr	Hochofenkoks ℳ	Gaskohle ℳ
1895	9,34	9,0	1900	14,16	9,8
1896	9,41	9,0	1901	14,00	11,0
1897	10,55	8,9	1902	12,17	11,8
1898	11,39	8,7	1903	11,94	11,7
1899	12,04	9,1	1904	11,27	11,5

Für Eisengießerei und andere besondere Zwecke führt Oberschlesien jährlich etwa 14 000 t Koks ein, und zwar kommen zwei Drittel der Einfuhr von Mährisch-Ostrau und ein Drittel von Niederschlesien.

Niederschlesien. Das niederschlesische Steinkohlenbecken hat vor allem bei Waldenburg und Gottesberg eine in Betracht kommende Ausdehnung; man unterscheidet einen hangenden und einen liegenden Flötzzug, innerhalb deren Back- und Sinterkohlen abwechseln, doch wiegt im allgemeinen die Backkohle vor. Die Koksausbeute gleicht der von westfälischen Kohlen. Die Kokserzeugung Niederschlesiens stellte sich in 1903 auf 499 522 t; sie nahm gegen das Jahr 1893 mit 366 110 t um 36 % zu, verringerte sich aber gegen 1900 mit einer Erzeugungsziffer in Höhe von 535 562 t um über 7 %. Abgesetzt wurden 1903 insgesamt 526 962 t Koks, entsprechend einer Zunahme von 5,15 % gegen das Vorjahr, welche fast gänzlich auf erhöhten Bezug von Österreich-Ungarn entfielen, wie aus der folgenden Statistik hervorgeht:

Niederschlesiens Hauptabsatzgebiete für Koks 1903.

Empfänger	t	Unterschied gegen das Vorjahr in %
Inland	227 095	— 1,14
Österreich-Ungarn	283 504	+ 10,93
Rußland usw.	16 363	+ 3,24
Summa	526 962	+ 5,15

Für die Beförderung von niederschlesischem Koks nach Oberschlesien usw. gilt der Ausnahmetarif vom 1. April 1897: Einheitssatz je 1,8 ₰ f. d. tkm zuzüglich 60 ₰ pro t Abfertigungsgebühr.

Saarrevier. Im Steinkohlenbecken bei Saarbrücken liefern von den einzelnen Flötzpartien nur die tieferen, nämlich die liegende Flammkohlenpartie und die liegende Flötzpartie, verkokbare Kohlen, und zwar der letztere Flötzhorizont vorzüglich backende Fettkohlen, die sich nur durch niedrigeres Koksausbringen und höhere Gasausbeute von den westfälischen Fettkohlen unterscheiden. Das Koks-

ausbringen der aschen- und wasserfreien Kohle schwankt zwischen 56 und 64 % bei den unteren Flammkohlen und zwischen 59,5 und 71 % bei den Fettkohlen. Die Koksproduktion des Saarreviers stieg von 573581 t in 1893 auf 1042549 t in 1903, d. h. um 82 %. Wegen seiner geringen Festigkeit beschränkt sich der Absatz des Saarkoks fast gänzlich auf das Inland, nur 0,6 % des Gesamtabsatzes ging 1903 gemäß nachstehender Übersicht ins Ausland:

Hauptabsatzgebiete für Saarkoks 1903.

Empfänger	t	%
Preußisches Inland	920 707	85,4
Süddeutschland	4 466	0,4
Elsaß-Lothringen	146 138	13,6
Deutschland Summa	1 071 311	99,4
Frankreich	1691	0,2
Schweiz	4565	0,4
Luxemburg	20	—
Österreich	130	—
Italien	50	—
Ausland Summa	6 456	0,6

Die Transportkosten der Saarkokskohlen zu den Koksöfen der Hüttenwerke betragen 1,40 — 1,60 *M*; insgesamt kostet der Saarkoks aus Teeröfen etwa 12—16 *M* und aus Öfen ohne Gewinnung der Nebenprodukte 17 *M*. Die Lothringer Eisenwerke, welche Saarkoks verhütten, haben gegenüber dem Bezug von Ruhrkoks Frachtvorteile, aber mit Rücksicht auf die geringere Qualität des Saarkoks können zweckdienlich nur etwa 20—25 % im Hochofen zugesetzt werden. Saarkoks ist im allgemeinen hinsichtlich seines hohen Aschen- und Wassergehaltes, sowie seiner geringeren Härte halber 12,5 %

Kohlen- und Kokspreise im Saarrevier.

Jahr	Kokspreise absolut *M*	Kokspreise unter Berücksichtigung des Qualitätsunterschiedes von 12,5 % im Vergleich mit Ruhrkoks *M*	Flammkohlen *M*	Fettkohlen *M*
1894	11,60	12,05	9,7	8,2
1895	13,00	14,63	9,6	8,3
1896	13,85	15,58	9,4	8,4
1897	15,60	17,55	9,7	8,8
1898	16,25	18,28	9,8	9,0
1899	17,40	19,58	10,5	9,7
1900	20,30	22,84	11,9	11,4
1901	19,80	22,28	12,8	12,5
1902	15,80	17,78	12,0	11,4
1903	15,80	17,78	11,8	11,0
1904	—	—	12,1	11,1

niedriger an Wert als Ruhrkoks, ein Umstand, der bei einem Vergleich zwischen Saar- und Ruhrkokspreisen berücksichtigt werden muß. Im besonderen stellen sich die Saarkokspreise wie vorstehend.

Die fiskalischen Saarkokspreise sind hiernach, selbst absolut genommen, höher als die Syndikatspreise für Ruhrkoks, zumal wenn man den Exportnachlaß des Syndikats mit in Betracht zieht, der die letzten Jahre pro t Koks 1,05 *M* ausmachte, d. h. 2,10 *M* für 1 t bei 50 % Export. Der Unterschied zwischen den vergleichbaren Preisen für Saar- und Ruhrkoks betrug in dem Jahrfünft 1894—98 51,6 % des Syndikatspreises und in dem zweiten Jahrfünft 35,96 % desselben. Die hohen Saarkokspreise erklären sich einerseits durch die höheren Gestehungskosten der Saarkohle auf den staatlichen Gruben, vor allem aber durch den überaus hohen Überschuß, den die staatlichen Saargruben alljährlich erbringen, wie die folgende Gegenüberstellung des Tonnenerlöses auf den fiskalischen Gruben im Saarrevier und in Oberschlesien deutlich erkennen läßt.

Tonnenerlös der fiskalischen Kohlengruben.

	1895 *M*	1902 *M*
Saarrevier	9,28	11,54
Oberschlesien:		
Grube König	5,70	8,16
„ Königin Luise	6,45	8,32
„ Bielschowitz	6,45	8,18

Dieser Unterschied in dem Tonnenerlös der fiskalischen Steinkohlengruben in den beiden genannten Kohlenrevieren ist zu groß, als daß man einfach darüber hinweggehen könnte, er bedeutet nichts anderes, als daß der Saareisenindustrie vom Staate außer den Steuern, die sie trägt, noch eine besondere Mehrbelastung für Kohlen auferlegt ist. Wird hierin eine Änderung nicht eintreten, so dürfte es nicht ausgeschlossen erscheinen, daß die Saarhüttenwerke größere Hochöfen bauen, um so einen gewinnbringenden Betrieb mit Ruhrkoks zu ermöglichen. Schon jetzt hat in den letzten Jahren seit 1898 der Anteil des Ruhrkoks am Gesamtkoksverbrauch der Saarhütten sich mehr als verdoppelt; es verbrauchte das Saarrevier 1898 741 982 t Koks, darunter 37 179 t = 5,01 % Ruhrkoks, und 1903 von insgesamt 967 766 t Koks deren 107 512 t = 12,04 % aus dem Ruhrrevier.

Bergrevier Aachen. Die Steinkohlenablagerungen bei Aachen haben für die Koksindustrie etwa die Bedeutung wie das niederschlesische Kohlenrevier. Die hangenden Flötze des Indebeckens sind bereits abgebaut, und von den liegenden Flötzpartien liefert nur die mittlere gute Backkohlen, wogegen die Flötze des Wurmbeckens im östlichen Felde mit Backkohlen und backenden Sinterkohlen wechseln

und im westlichen Teile Sinterkohlen und magere anthrazitische Steinkohlen führen. An Koks wurden 1903 444 582 t erzeugt, mehr als doppelt so viel wie im Jahre 1893, dessen Erzeugung sich nur auf 218 511 t bezifferte.

Obernkirchen und Königreich Sachsen. In Schaumburg-Lippe bei Obernkirchen wird auf drei Flötzen Bergbau geführt, von denen das Hauptflötz in einem großen Feldesteile gute Backkohlen liefert. Die Kokserzeugung von Obernkirchen stellte sich in 1903 auf 78 352 t gegen 26 923 t in 1893, d. h. es erfolgte innerhalb dieses Zeitraumes eine Zunahme von 191 %, die allerdings hauptsächlich dem letzten Jahre zuzuschreiben bleibt, welches mit seiner Produktionsziffer um 128 % gegen 1902 anwuchs.

Die Koksproduktion im Königreich Sachsen hat sich seit 1893 verhältnismäßig wenig geändert; sie stand bis zum Jahre 1900 meist auf derselben Höhe von rund 73 000 t, fiel 1901 um 14,21 % und betrug 1903 62 607 t.

Zusammenfassung. Betrachtet man die Gesamtkokserzeugung Deutschlands, so ergibt sich eine stete Zunahme von 1893 (7 099 218 t) bis zum Jahre 1900 (12 952 947 t); das Jahr 1901 brachte, entsprechend dem Rückgang der Eisenkonjunktur, mit 11 839 357 t eine Verminderung um $8^1/_2$ % gegen das Vorjahr; mit dem Jahre 1903 erreichte dann die Erzeugung ihren Höhepunkt, so zwar, daß sie gegenüber 1893 um mehr als das Doppelte anwuchs, wie nachstehende Tabelle zeigt.

Kokserzeugung in Deutschland.

Distrikt	1893 t	1903 t	Unterschied gegen 1893 in %
Ruhrrevier	4 780 489	11 006 779	+ 130
Oberschlesien	1 060 235	1 241 348	+ 17
Niederschlesien	366 110	499 522	+ 36
Saarbezirk	573 581	1 042 549	+ 82
Aachen	218 551	444 582	+ 103
Obernkirchen	26 923	78 352	+ 191
Königreich Sachsen	73 329	62 607	— 14
Summa	7 099 218	14 375 739	+ 102

Was die Ein- und Ausfuhr von Koks anbelangt, so hat sich in 1904 die Einfuhr nach Deutschland um 117 483 t = 27 % gegen das Vorjahr vermehrt, und die Ausfuhr um 193 504 t = 7,7 %. Gemäß nachfolgender Zusammenstellung führt Deutschland mehr Koks aus als Belgien, Frankreich, Großbritannien und Amerika zusammen, und hinsichtlich der Kokseinfuhr steht das deutsche Zollgebiet an zweiter Stelle unter den Hauptländern.

Aus- und Einfuhr von Koks.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland	2 716 855	+ 193 504	550 302	+ 117 483
Belgien	879 798	+ 37 656	338 790	+ 29 914
Frankreich	160 580	+ 53 740	1 656 250	+ 134 605
Großbritannien	756 949	+ 39 472	2 708	— 711
Verein. Staaten v. Amerika	473 406	+ 50 359	(1903 = 101 580)	—

Die Hauptkokseinfuhr des deutschen Zollgebietes findet nach Lothringen und Luxemburg statt, und zwar in 1904 von Belgien 356 778 t = 6 707 000 *M*, von Frankreich 74285 t = 148600 *M*. Österreich-Ungarn führte 1904 35 868 t Koks im Werte von 789 000 *M* ein, hauptsächlich nach Oberschlesien, und Großbritannien etwa dreimal soviel Gießereikoks über Hamburg nach Norddeutschland. Insgesamt betrug der Wert der Kokseinfuhr 1904 10 593 000 *M*.

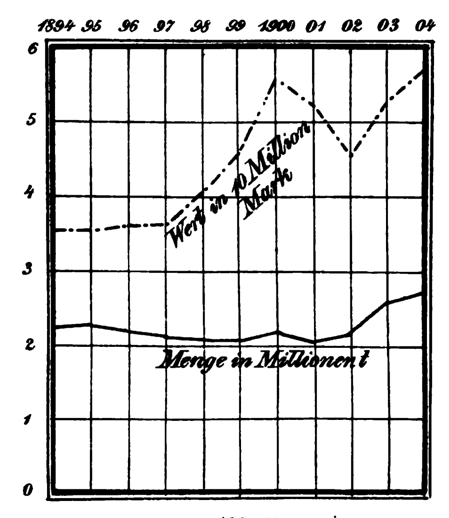


Abb. 80.
Deutschlands Koksausfuhr 1894—1904.

Die Koksausfuhr Deutschlands hat erst in den letzten Jahren eine aufsteigende Tendenz gezeigt, die im Jahre 1904 eine Erhöhung um fast 20% gegenüber 1894 brachte. Der Wert der Koksausfuhr ergibt im

Deutschlands Hauptabsatzgebiete für Koks.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Frankreich	1 106 000	+ 189 000
Österreich-Ungarn	570 000	+ 44 000
Belgien	267 000	+ 30 000
Rußland	220 600	+ 5 000
Niederlande	153 500	— 28 000
Schweiz	151 000	+ 5 000
Mexiko	48 500	— 57 000
Schweden	47 700	+ 500
Italien	37 200	— 3 500
Verein. Staaten von Amerika	27 900	+ 8 000
Dänemark	24 600	+ 1 300
Norwegen	18 000	— 1 800
Spanien	12 200	— 2 200
Gesamtabsatz	2 716 855	+ 193 504

selben Zeitraum ein wechselndes Bild; er stieg von 35 521 000 M in 1894 auf 55 769 000 M in 1900, fiel 1902 auf 45 758 000 M, um dann 1904 wieder auf 55 502 000 M zu steigen. Gegen 1894 hat sich der Wert um mehr als die Hälfte erhöht. Das gegenüberstehende Diagramm veranschaulicht die Koksausfuhr im genannten Jahrzehnt nach Menge und Wert.

Das Hauptabsatzgebiet für deutschen Koks stellt Frankreich dar, dessen Koksbezug von 754 000 t in 1901 auf 1 106 000 t in 1904 anwuchs, d. h. um fast 50 %. Vorstehend die Hauptabsatzgebiete für deutschen Koks.

Vereinigte Staaten von Amerika. Die nordamerikanische Koksindustrie hat sich besonders entlang der ganzen Länge des appalachischen Kohlenbeckens entwickelt, und zwar im allgemeinen an seinem östlichen Rande, wo die beste Kokskohle vorkommt, während die Kohle des mittleren und westlichen Feldteiles in der Regel sich nicht so gut verkoken läßt. Dementsprechend finden sich auch die Hauptkokszentren in den Bezirken Connellsvile in Pennsylvanien, New River in Virginia, Pocahontas in Virginia und West-Virginia, Sewanee in Tennessee und Birmingham in Alabama. Die größte Be-

Kokserzeugung in den Vereinigten Staaten von Amerika 1904.

Staat oder Territorium	Zahl der Kokereien	Zahl der Koksöfen	Verkokte Kohle t	Koks-produktion t
Alabama	42	9 059	3 624 896	2 122 579
Kolorado und Utah	17	3 923	1 248 353	715 677
Georgia	2	500	119 973	68 761
Illinois	5	155	7 375	4 026
Indiana	1	36	—	—
Indian Territory	5	286	89 654	40 641
Kansas	6	90	13 174	8 580
Kentucky	7	499	127 106	58 150
Missouri	2	8	3 460	2 219
Montana	4	520	71 021	37 638
Ohio	8	539	150 097	99 120
Pennsylvania	217	42 165	20 345 882	13 478 995
Tennessee	17	2 436	651 390	343 971
Virginia	16	4 345	1 484 673	999 256
Washington	6	256	69 833	41 207
West-Virginia	137	16 929	3 213 808	2 070 759
Maryland	1	200	1 856 030	1 333 149
Massachusetts	1	400		
Michigan	2	135		
Minnesota	1	50		
Neujersey	1	100		
Neu-Mexico	2	134		
Neujork	3	352		
Wisconsin	2	308		
Wyoming	1	74		
Summa	506	83 499	33 076 735	21 424 728

deutung besitzt das Kokskohlenvorkommen in Pennsylvanien, auf das mehr als die Hälfte der Gesamtkoksproduktion der Vereinigten Staaten entfällt.

Im Jahre 1904 hat die nordamerikanische Kokserzeugung mehr als 6 % gegen das Vorjahr abgenommen, und ihr Wert ist um mehr als 30 % gefallen. Die Erklärung für diesen Niedergang ist in der ungünstigen Lage der amerikanischen Eisenindustrie während des Sommers 1904 zu suchen, sowie darin, daß der Streik der Anthrazitkohlenarbeiter in 1903 die Nachfrage nach Koks über Gebühr lebhaft gestaltete. Insgesamt wurden in 1904 21 424 728 t Koks produziert gegen 22 918 012 t in 1903, entsprechend einer Verminderung um 1 492 293 t. Der Gesamtwert der Kokserzeugung sank von 66 498 664 $ in 1903 auf 46 026 183 $, d. h. um 20 472 481 $. In den letzten zehn Jahren hat sich die Koksproduktion fast verdoppelt, sie stieg von 11 333 996 t in 1895 auf 21 424 728 t in 1904, und ihr Wert ist beinahe auf das $1^1/_2$fache gestiegen (19 018 276 $ gegen 46 026 183 $). Auf die einzelnen Staaten und Territorien verteilt sich die Kokserzeugung des Jahres 1904 wie vorstehend.

Die Kokskosten stellen sich gemäß nachstehender Übersicht am niedrigsten im Connellsvillebezirk, woselbst die Kokskohle 6—9 Fuß mächtig ist und meist durch Stollenbau leicht und bequem gewonnen wird.

Gestehungskosten von amerikanischem Koks.

	Reynoldsville-bezirk	Connellsville-bezirk
Koksausbringen aus der Kohle	67 %	57 %
1,5 t Kohle	3,75 ℳ	6,38 ℳ
Arbeitslöhne	1,48 „	1,85 „
Diverses	0,23 „	0,23 „
Summa Gestehungskosten	5,46 ℳ	8,43 ℳ

Die Kokspreise stehen seit einer Reihe von Jahren am tiefsten in Virginia, mit einem geringen Unterschiede gegenüber West-Virginia und Pennsylvania, und am höchsten im Staate Montana. Da aber die ersten drei Staaten über 80 % der Gesamtkokserzeugung liefern, so ist der Durchschnittskokspreis sehr niedrig. Für das letzte Jahrzehnt stellen sich die Preisbewegungen des amerikanischen Koks wie folgt (siehe S. 231).

Die Fracht für Connellsvillekoks beträgt nach den Hochöfen im Pittsburgrevier ca. 3 ℳ und nach den anderen Mittelpunkten der Roheisenerzeugung ca. 4,50 ℳ, mit Ausnahme von Buffalo, Philadelphia und Chicago, wohin die Koksfracht 7,8 bzw. 10 ℳ ausmacht. Nach dem preußischen Rohstofftarif würden diese Frachten etwa 50 %

Kokspreise in den Vereinigten Staaten von Amerika.
(Ab Kokerei.)

Jahr	Durchschnittspreis ℳ	Niedrigster ℳ		Höchster ℳ	
1895	7,14	6,70	(West Virginia)	38,66	(Montana)
1896	7,82	6,79	"	39,91	"
1897	8,50	7,00	"	33,32	"
1898	9,01	5,58	"	35,33	"
1899	10,92	5,86	"	31,86	"
1900	12,28	8,20	"	27,32	"
1901	9,57	7,59	(Virginia)	27,74	"
1902	10,50	8,43	"	25,84	"
1903	12,33	10,89	"	32,28	"
1904	9,14	7,45	"	31,72	"

höher ausfallen, so daß also trotz wesentlich größerer Entfernung die Gesamtkokskosten für die nordamerikanischen Eisenindustriebezirke viel niedriger sind als bei uns. Da der Koks den weiten Weg nach den Oberen Seen und das Umladen nicht gut aushält, so wird in Duluth neuerdings Steinkohle aus Pennsylvanien bezogen und dort auf dem Hochofenwerk verkokt, wobei man hofft, durch Gewinnung der Nebenprodukte die Transportkosten zum Teil zu decken, zumal wenn die Koksofengase in Duluth Verwertung finden.

Die Einfuhr von Koks, welche 1899 28 301 t im Werte von 142 504 $ betrug, stellte sich im Jahre 1903 auf 101 580 t; die Koksausfuhr stieg von 284 679 t in 1899 auf 423 047 t in 1903 oder um 48,6 %; gleichzeitig hob sich der Wert der Koksausfuhr von 858 856 $ auf 2 091 875 $, d. h. um 143,5 %. Die Hauptabsatzgebiete für amerikanischen Koks sind Kanada und Mexiko; im Jahre 1903 wurden exportiert nach Kanada 259 000 t Koks, nach Mexiko 155 000 t und nach Kuba 4300 t.

Belgien. Die belgischen Steinkohlen gehören in der Hauptsache zu den Hausbrand- und Kesselkohlen. Die Fabrikationskohlen sind im Becken von Lüttich und Charleroi abgebaut und nur im Zentralbecken und in Le Borinage noch vorhanden, so daß die meisten Werke auf den Bezug deutscher Gaskohlen angewiesen sind. Ähnlich verhält es sich mit den Kokskohlen, welche im Lütticher Becken nur noch in geringen Mengen vorkommen, mehr noch im Zentralbecken und verhältnismäßig reichlich in Le Borinage. Von den Eisenwerken verfügt nur das Stahlwerk Ougrée über eigene Kokskohle. Die Kokserzeugung Belgiens stellte sich 1903 wie folgt (siehe S. 232).

Verhüttet wurden im Jahre 1903 1 230 740 t einheimischer Koks und 191 040 t fremder Koks. Die Kokseinfuhr hat sich in den letzten vier Jahren mehr als verdoppelt, sie stieg von 152 223 t in 1901 auf 338 791 t in 1904, während die Koksausfuhr verhältnismäßig nur wenig sich veränderte, indem sie in 1904 879 798 t betrug gegen

Kokserzeugung in Belgien 1903

	Menge		Wert	
	t	%	Frs.	%
Hennegau	1 546 680	70,2	29 827 530	69,0
Lüttich	656 330	29,8	13 383 450	31,0
Summa	2 203 020	100,0	43 210 980	100,0

830 625 t in 1901. Die Einfuhr von Deutschland nahm seit 1901 um 120% zu, die Frankreichs um 22%, wohingegen England 1904 fast siebenmal weniger Koks nach Belgien verschiffte als in 1901. Was die Koksausfuhr Belgiens anbelangt, so sind die einzelnen Absatzgebiete aus der nachstehenden Übersicht ersichtlich.

Belgiens Hauptabsatzgebiete für Koks 1904.

Empfänger	t
Frankreich	471 677
Luxemburg	224 657
Deutschland	86 305
Niederlande	55 829
U. S. A.	23 683
Italien	11 077
Australien	848
China	500
Andere Länder	5 222
Summa	879 798

Die Kokspreise Belgiens sind für 1895—1904 in nachstehender Tabelle zusammengestellt; sie zeigen im Vergleich zu den Ruhrkokspreisen in den letzten Jahren stärkere Schwankungen.

Kokspreise in Belgien.

Jahr	Frs.	Jahr	Frs.
1895	11,14	1900	21,79
1896	11,52	1901	18,01
1897	13,88	1902	15,65
1898	15,19	1903	19,62
1899	16,61	1904	17,92

Frankreich. Die Koksfabrikation Frankreichs beruht auf den Kokskohlenvorkommen in den Departements Nord et Pas-de-Calais (gute Fettkohle), Loire, Gard (Fettkohle), Aveyron (minderwertige Backkohle), Bourgogne (Fett- und Magerkohle) und Auvergne (backende Gaskohle). Im Jahre 1903 wurden insgesamt 2 052 800 t Koks erzeugt, welche sich auf die einzelnen Kohlenreviere wie folgt verteilen (siehe S. 233).

Ausgeführt wurden von Frankreich im Jahre 1904 insgesamt 160 580 t Koks gegen 106 341 t in 1903 und 81 906 t in 1902. Die

Kokserzeugung in Frankreich 1903.

Bezirk	t	%
Nord et Pas-de-Calais	1 524 644	74,3
Loire	105 822	5,1
Gard, Hérault et Bouches-du-Rhone . .	103 346	5,0
Tarn et Aveyron	125 783	6,1
Bourgogne, Nivernais et Vosges	121 943	6,0
Boubonnais et Auvergne	71 262	3,5
Summa	2 052 800	100,0

Hauptabsatzgebiete für französischen Koks sind Belgien und die Schweiz; nach Belgien gingen 1904 44 800 t, d. h. 15 200 t mehr als im Vorjahr, und nach der Schweiz 36 600 t, d. h. 800 t weniger als in 1903.

Die Kokseinfuhr betrug 1904 1 656 250 t im Werte von 33 953 000 Frs., in 1903 wurden 1 521 550 t Koks importiert und 1902 nur 1 280 755 t, so daß das Jahr 1904 eine um 19 % vermehrte Einfuhr brachte. Diese Zunahme entfiel hauptsächlich auf Deutschland, das 1904 1 112 540 t Koks einführte gegen 673 337 t in 1902, d. h. + 65 %. Vergleichsweise exportierte Westfalen zehn Jahre vorher in 1894 1 112 650 t Koks nach Frankreich, also noch mehr als im Jahre 1904.

Großbritannien. Die englische Koksindustrie beruht hauptsächlich auf den beiden Kokskohlenvorkommen in Durham (Great Northern Coalfield) und in Wales. Fast alle großen britischen Hochofenwerke haben eigene Kohlenbergwerke oder Kokereien, ausgenommen die des Cumberlandbezirkes. Durhamkohlen, von den Clevelandhochöfen 18—30 Meilen entfernt, kosteten 1903 im Mittel etwa 5 s; die Verkokungskosten beliefen sich bei Anwendung von Bienenkorbkoksöfen auf 1 s 9 d bis 2 s 3 d bei einem Ausbringen von 66 %. Die Gestehungskosten des Koks aus Bienenkorböfen schwankten in Cleveland loco Hochofen zwischen 10 s 6 d und 11 s; Teerkoks hat nur 8—9 s Gestehungskosten. In dem umstehenden Schaubild sind die Durhamkokspreise des letzten Jahrzehnts in Vergleich mit den Ruhrkokspreisen gebracht. Die Höchst- und Mindestpreise von Durhamkoks während der letzten fünf Jahre gehen aus der folgenden Tabelle hervor.

Durham-Kokspreise.

Jahr	Höchster		Niedrigster	
	s	d	s	d
1900	29	6	17	6
1901	17	6	13	0
1902	16	6	14	6
1903	16	9	14	0
1904	14	9	13	3

In Wales kostet Kokskohle auf den Zechen 7 s 9 d bis 9 s und auf den Hütten, entsprechend der Fracht für die Feinkohle, 10 s bis 10 s 6 d. Die Preise für Koks standen zu Beginn des Jahres 1904 auf 18 s, in der Mitte auf 16 s und gegen Jahresende auf 16 s 3 d.

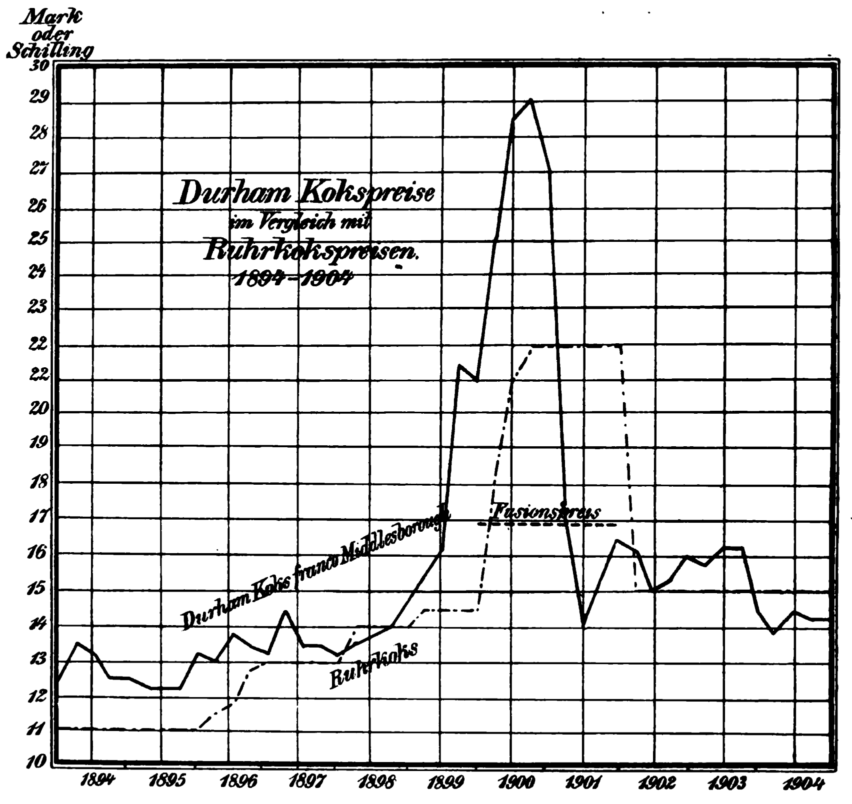


Abb. 81. Durhamkokspreise im Vergleich mit Ruhrkokspreisen 1894—1904.

Die Koksfrachten von den Kokereien nach den Hochofenwerken stellen sich für die einzelnen Eisendistrikte im allgemeinen wie folgt.

Koksfrachten in Großbritannien
(von den Kokereien nach den Hochöfen).

	s		s	d
Südwales	1	bis	1	6
Cleveland	2	„	3	—
Cumberland	7	„	7	6
Lincolnshire	4	„	5	—
Northamptonshire	5	„	6	—
Südstaffordshire	1	„	1	6

Die Kokserzeugung des Great Northern Coalfield betrug 1904 4 671 577 t, wovon 112 794 t auf Northumberland und 4 558 783 t auf Durham entfielen. Bemerkenswert ist, daß in Süddurham die Kokskohle schon in etwa 40—50 Jahren zu Ende geht.

Die Koksausfuhr Großbritanniens hat in den letzten Jahren stetig zugenommen, sie wuchs von 688 646 t in 1902 auf 717 477 t in 1903 und auf 756 949 t in 1904; der Wert der Koksausfuhr war aber 1904 71 043 £ geringer als im Vorjahre, er betrug 574 309 £ gegen 645 352 £ in 1903.

Die „Splint"kohle von Schottland, welche sich in rohem Zustande im Hochofen verwerten läßt, geht allmählich zur Neige; die von Lanarkshire soll noch auf 20—30 Jahre ausreichen. Der Preis dieser Kohle ist verhältnismäßig sehr hoch. Anfang 1904 stand er auf 9 s 9 d, in der Mitte des Jahres auf 8 s und gegen Ende auf 8 s 9 d. Die Fracht nach den Hochöfen macht 1—1½ s aus. In den letzten Jahren ist man vielfach dazu übergegangen, der „Splint"kohle im Hochofen Koks zuzusetzen, jedoch nur in Höhe von 15—20 %, weil sonst die Nebenproduktengewinnung aus den Gichtgasen der Hochöfen nicht mehr ordentlich vor sich geht.

Österreich-Ungarn. Im Jahre 1903 wurden in Österreich insgesamt 1 168 264 t Koks erzeugt im Werte von 17 588 000 ℳ; die höchste Kokserzeugungsziffer wies Österreich 1901 auf mit 1 276 000 t im Werte von 21 312 000 ℳ. Die Koksproduktion Ungarns ist im Vergleich zu der österreichischen äußerst gering, sie betrug 1902 nur 8203 t. An der Gesamtkoksproduktion Österreichs in 1903 war Mähren mit 54,6 %, Schlesien mit 42,7 % und Böhmen mit 2,7 % beteiligt. Gegen das Jahr 1902 zeigte allein Mähren eine Zunahme, in den beiden anderen Distrikten fand eine Abnahme der Kokserzeugung statt, wie aus der folgenden Tabelle hervorgeht.

Kokserzeugung in Österreich 1903.

Distrikt	t	Unterschied gegen 1902 t
Mähren	637 516	+ 13 875
Schlesien	499 863	— 2 583
Böhmen	30 885	— 3 875
Summa	1 168 264	+ 7 417

Die Kokseinfuhr Österreich-Ungarns belief sich 1903 auf 519 281 t im Werte von 12 882 000 Kr. und die Koksausfuhr auf 280 395 t im Werte von 8 807 000 Kr. Im Jahre 1904 stieg die Kokseinfuhr auf 548 272 t, d. h. um 28 991 t gegen das Vorjahr, und die Koksausfuhr auf 353 545 t, d. h. um 73 150 t = 26,1 %.

Die Bewertung des Koks unterliegt in Österreich wegen der geo-

graphischen Lage weniger äußeren Einflüssen als in Deutschland; die nachstehende Preistabelle führt dies des näheren vor Augen.

Kokspreise in Österreich.

Jahr	M	Jahr	M
1895	13,12	1900	15,74
1896	13,58	1901	16,70
1897	14,21	1902	15,60
1898	14,51	1903	15,05
1899	14,92		

Rußland. Die Kokserzeugung Rußlands stammt fast ausschließlich aus dem Donezbezirk im Süden des russischen Reiches. Im Jahre 1904 wurden daselbst 1 688 710 t Koks gebrannt gegen 1 205 484 t im Jahre vorher, entsprechend einer Zunahme von 483 226 t oder 40 %. Im besonderen ergibt sich für das Donezbassin folgende Übersicht.

Kokserzeugung in Südrußland.

	1904 t	1903 t
Vorräte am 1. Januar	24 064	46 000
Jahreserzeugung	1 688 710	1 205 484
Gesamtverbrauch	1 661 129	1 227 420
Vorräte am 31. Dezember.	31 645	24 064

Spanien. Die Kokserzeugung Spaniens stellte sich im Jahre 1903 auf 450474 t gegen 404503 t in 1902 gemäß einer Zunahme von 11,3 %. Der Schwerpunkt der Koksfabrikation liegt in den Provinzen Viscaya und Asturien, welche etwa 45,8 % bzw. 29,1 % der Gesamtkoksproduktion liefern, wie die nachstehende Übersicht zeigt.

Kokserzeugung in Spanien 1903.

Provinzen	t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Asturien	130 931	+ 6 580
Cordoba	58 386	+ 15 624
León	16 000	+ 228
Palencia	1 900	—
Santander	37 026	+ 37 026
Viscaya	206 231	— 13 438
Summa	450 474	+ 45 971

Eingeführt wurden 1903 180537 t Koks, d. h. 7653 t mehr als im Vorjahre. Die Kokseinfuhr stieg im besonderen nach dem Hafen Bilbao von 55673 t in 1902 auf 81 898 t in 1903, sank aber nach Malaga von 28759 t auf 16360 t und nach Carthagena von 26623 t auf 23047 t.

Schweden. Die schwedischen Hüttenwerke benutzen im Hochofen zumeist Holzkohle, nur beim Erblasen von z. B. Spiegeleisen wird im Hochofen mit Koks gemischt. Die Kokseinfuhr seitens Deutschlands betrug 1904 47 700 t.

Kanada. Die Koksindustrie hat sich in Kanada an der Ost- und an der Westküste ausgebreitet. Die Kokserzeugung belief sich 1903 auf 524 292 t, wovon 356 100 t = 68,1 % auf Nova Scotia und 168 192 t = 31,9 % auf Westkanada entfielen; im Westen Kanadas wurden 152 160 t im Crows Nest Pass-Kohlenfeld (Rocky Mountains) und 16 031 t Koks auf der Insel Vancouver hergestellt.

Die Verkokungskosten der Sydneykohle, Nova Scotia, stellten sich bei rund 70 % Koksausbringen auf $1^1/_4$—$1^1/_2$ ℳ und die Selbstkosten des Koks bei ungewaschener Kohle auf ca. 7 ℳ. In Britisch-Kolumbia kostete in 1904 Koks der Crow's Nest Pass Coal Co. 17—18 ℳ f. o. b.

An Koks wurden 1902 267 142 t eingeführt und 184 525 t ausgeführt. Britisch-Kolumbia versandte 1903 im besonderen 29 000 t Koks nach den Vereinigten Staaten.

Kapitel XII.

Welthandel in Roheisen.

Deutschland. Die Roheisenindustrie des deutschen Zollgebietes hat in dem letzten Jahrzehnt einen gewaltigen Aufschwung genommen. Die Erzeugung an Roheisen stieg von 5 380 039 t in 1894 auf 10 058 273 t in 1904; im besonderen stellte sich die Zunahme für die einzelnen Roheisensorten wie folgt:

I. Roheisenerzeugung.

Roheisen	1894		1904		Unterschied gegen 1894
	t	%	t	%	%
für Gießereizwecke	884 631	16,4	1 810 012	18,0	+ 104,6
für Schweißeisenzwecke ..	1 334 560	24,8	932 679	9,2	— 30,1
für Flußeisenzwecke	3 160 848	58,8	7 315 582	72,7	+ 131,5
Summa	5 380 039	100,0	10 058 273	100,0	+ 87,0

II. Wert der Roheisenerzeugung.

Roheisen	1894		1904		Unterschied gegen 1894
	ℳ	%	ℳ	%	%
für Gießereizwecke	44 256 069	19,1	101 887 000	19,6	+ 130,2
für Schweißeisenzwecke ..	54 415 028	23,5	48 788 000	9,4	— 10,3
für Flußeisenzwecke	132 898 550	57,4	369 972 000	71,0	+ 178,4
Summa	231 569 647	100,0	520 647 000	100,0	+ 125,0

III. Wert für 1 t Roheisen.

Roheisen	1894 ℳ	1904 ℳ	Unterschied gegen 1894 %
für Gießereizwecke	50,03	56,29	+ 12,5
für Schweißeisenzwecke	40,77	52,3	+ 28,3
für Flußeisenzwecke	42,05	50,57	+ 20,3
Durchschnitt	43,04	51,76	+ 20,3

Hiernach wuchs von 1894 bis 1904 die Roheisenerzeugung für Flußeisendarstellung am bedeutendsten, nämlich um 131,5 %, der Wert stieg jedoch um 178,4 %; die Gießereiroheisenerzeugung vergrößerte sich um 104,6 % bei einer gleichzeitigen Wertzunahme von 130,2 %; die Erzeugung an Roheisen für Schweißeisenzwecke sank um 30,1 %, während ihr Wert sich nur um 10,3 % verminderte. Das Wertverhältnis geht am besten aus der vorstehenden dritten Übersicht hervor, wonach die Wertsteigerung der Tonne Roheisen für Schweißeisenzwecke sich am größten stellt und die für Gießereiroheisen am niedrigsten. Der Durchschnittswert der Tonne Roheisen belief sich 1904 um rund 20 % höher als in 1894.

Rheinland-Westfalen. Die niederrheinisch-westfälische Roheisenindustrie nimmt im deutschen Zollgebiet mit 4015821 t in 1904 den ersten Platz ein. Wenngleich aber im letzten Jahrzehnt die Erzeugung um 52,6 % zunahm, so sank doch der Anteil Rheinland-Westfalens an der Gesamtroheisenerzeugung, der im Jahre 1894 noch 49,1 % ausmachte, auf 39,8 % in 1904. Von den Hochofenwerken in Rheinland-Westfalen erzeugten 1904 15 Gießereiroheisen, 10 Thomasroheisen, 10 Martin- und Spiegeleisen, 8 Puddelroheisen und 3 Bessemerroheisen. Der Löwenanteil entfiel auf die Herstellung von Thomasroheisen mit 62,6 %, sodann folgte die Erzeugung von Gießereiroheisen mit 21,6 %; beide Roheisensorten zeigen seit Jahren im Durchschnitt eine aufsteigende Tendenz, hingegen nimmt der prozentuale Anteil der Bessemer- und Puddelroheisenerzeugung ständig mehr ab. Immerhin muß betont werden, daß in der Bessemerroheisenindustrie des gesamten Deutschlands Rheinland-Westfalen mit 60,4 % Beteiligung weit an der Spitze steht; das Gleiche gilt hinsichtlich der Erzeugung von Stahl- und Spiegeleisen, wobei auf Rheinland-Westfalen ebenfalls mehr als die Hälfte, nämlich 55,1 %, der Gesamterzeugung kommt; an Gießereiroheisen stellt Rheinland-Westfalen 46,3 % und an Thomasroheisen nur 39,4 % der Gesamterzeugung Deutschlands. Die geringste Bedeutung besitzt im Ruhrgebiet der ehemals so ausgedehnte Betrieb auf Puddelroheisen; er liefert nur noch 6,1 % der deutschen Puddelroheisenerzeugung.. Die nachstehende Statistik führt die Roheisenproduktionsverhältnisse Rheinland-Westfalens näher vor Augen.

Roheisenerzeugung in Rheinland-Westfalen 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamterzeugung der betreffenden Roheisensorte %
Thomasroheisen	2 513 020	62,6	39,4
Gießereiroheisen	865 198	21,6	46,3
Stahl- und Spiegeleisen	350 593	8,7	55,1
Bessemerroheisen	237 385	5,9	60,4
Puddelroheisen	49 625	1,2	6,1
Summa	4 015 821	100,0	

Der Roheisenabsatz der dem Roheisensyndikat in Düsseldorf angehörenden Hütten betrug 1904 nach dem Inlande 971 046 t und nach dem Auslande 38 079 t, zusammen 1 009 125 t.

Die Frachtermäßigung für Gießereiroheisen belief sich gemäß nachstehender Übersicht in den letzten 25 Jahren seit Übernahme der Eisenbahnen durch den Staat auf rund 20 %.

Fracht für westfälisches Gießereiroheisen.

	1879 ℳ	1903 ℳ	Unterschied gegen 1879 %
Bochum-Berlin	12,1	9,5	— 21
Bochum-Hamburg	9,2	7,4	— 19

Die Frachtenfrage spielt die wichtigste Rolle bezüglich der Roheisenselbstkosten, insbesondere bei den Hochofenwerken, welche nicht am Niederrhein oder am Dortmund-Emskanal gelegen sind. Auf die Tonne Roheisen stellt sich die Fracht für Erz und Koks in Westfalen, verglichen mit Cleveland, wie folgt:

Fracht für Erz und Koks für 1 t Roheisen.

	Westfalen ℳ	Cleveland ℳ
Für Eisenerz	14,00	5,00
Für Koks	1,00	2,00
Summa	15,00	7,00

Die Selbstkosten für die einzelnen Roheisensorten sind je nach der Lage der Werke und je nachdem sie eigene Kokereien und Zechen besitzen oder nicht sehr verschieden; von den nachstehenden Selbstkosten stammt die Rechnung für Thomas- und Bessemerroheisen von einem westfälischen Werk, für Gießereiroheisen von einem niederrheinischen Werk und für Puddelroheisen von einer abseits des Rheines gelegenen rheinischen Hütte.

Roheisenselbstkosten in Rheinland-Westfalen.

	I Thomasroheisen ℳ	II Bessemer-roheisen ℳ	III Puddelroheisen ℳ	IV Gießereiroheisen ℳ
Erz	26,50	29,50	26,35	27,00
Kalk	2,00	3,00	2,40	1,35
Koks	15,20	13,00	14,45	16,30
Fabrikationskosten	7,00	8,00	8,50	9,00
Summa	50,70	54,50	51,70	53,65

Vergleicht man die Grundlagen der Roheisenerzeugung in Rheinland-Westfalen mit denen von Pennsylvanien, U. S. A., und Cleveland in Großbritannien, so besteht der Vorzug auf deutscher Seite fast allein in seinem Reichtum an Ruhrkokskohle. Pennsylvanien ist uns vor allem im Eisenbahnwesen voraus; die billigen Erztarife, die sich noch geringer als unsere Wasserfrachtsätze stellen, die hohe Tragfähigkeit der Waggons, welche zugleich als Selbstentlader eingerichtet sind, die Massengütertransportzüge usw., lassen die großen Entfernungen von den Oberen Seen nach Pittsburg als bedeutungslos erscheinen; und die modernen Ofenanlagen und Konstruktionen, sowie die hervorragende Verwaltungskonzentration können ebenfalls als Vorbild dienen. Bei Großbritannien spielen die teilweise gemeinsame Gewinnung von Kohle und Erz, die geringen Bahnfrachtlängen, sowie besonders die vortreffliche Lage und Verbindung mit dem Wasser die führende Rolle. Die nachstehende Zusammenstellung verdeutlicht dies näher.

Allgemeine Grundlagen der Roheisendarstellung in Nordamerika, England und Deutschland.

Vereinigte Staaten von Amerika (Pennsylvanien)	Großbritannien (Cleveland)	Deutschland (Rheinland-Westfalen)
1. Reichtum an reichen Erzen (Lake Superior); Mangel an armen Erzen.	1. Mangel an reichen Erzen; Reichtum an armen Erzen (Cleveland iron stone).	1. Mangel an reichen Erzen; Reichtum an armen Erzen (Siegerland, Lahn, Lothringen.
2. Erzbedarfdeckung durch einheimische Erze.	2. Erzbedarfdeckung zu $^1/_3$ aus dem Inland, zu $^2/_3$ aus dem Ausland (Spanien, Schweden, Mittelmeerländern).	2. Erzbedarf wird zur Hälfte aus Schweden, Spanien u. den Mittelmeerstaaten gedeckt, zur Hälfte aus einheimischen Erzen.
3. Erztransport 1640 km Wasserstraße und 200 Kilometer Bahnfracht nach Pittsburg.	3. Meist gemeinsame Gewinnungsstätte von Kohlen und Erz; höchstens Kokstransport auf 50 km Bahnfracht.	3. Erztransport per Bahn auf 125 bzw. 350 km.
4. Erzfrachtsatz 0,64 ₰ für 1 tkm (für die Carnegiewerke sogar 0,4 ₰).	4. Koksfrachtsatz unt. 2 ₰.	4. Erztarif für 1 tkm 2,2 ₰ u. Abfertigungsgebühr.

Vereinigte Staaten von Amerika (Pennsylvanien)	Großbritannien (Cleveland)	Deutschland (Rheinland-Westfalen)
5. Tragfähigkeit d. Eisenbahnwagen bis 55 t.	5. Tragfähigkeit der Wagen bis 40 t.	5. Tragfähigkeit der Wagen bis 20 t.
6. Selbstentlader größtenteils eingeführt.	6. Selbstentlader teilweise eingeführt.	6. Selbstentlader nicht eingeführt von der Eisenbahnverwaltung.
7. Mangel an Upper Connellsville - Kokskohle nach 30 Jahren.	7. Kokskohle wird nach 50 Jahren rar.	7. Kokskohlenreichtum auf Jahrhunderte.
8. Keine soziale Belastung.	8. Niedrige soziale Belastung.	8. Hohe soziale Belastung.
9. Entfernung der Hochöfen vom Meer 680 km.	9. Entfernung der Hochöfen vom Meer 35 km.	9. Entfernung der Hochöfen vom Meer 250 km.
10. Große Ofendimensionen.	10. Kleine u. mittlere Ofendimensionen.	10. Mittlere Hochofendimensionen.
11. Windpressung 8—16 Pfd.	11. Windpressung 4—6 Pfd.	11. Windpressung 4—8 Pfd.
12. Großes Luftquantum.	12. Meist geringes Luftquantum.	12. Geringes und mittleres Luftquantum.
13. $1^2/_3$ t Erz für 1 t Roheisen.	13. $2^1/_4$ t Erz für 1 t Roheisen.	13. $2^1/_4$ t Erz für 1 t Roheisen.
14. 1,0 t Koksverbrauch für 1 t Roheisen.	14. 1,1—1,15 t Koksverbrauch für 1 t Roheisen.	14. 1,1—1,15 t Koksverbrauch für 1 t Roheisen.
15. Roheisenproduktion jährlich 60 000 t.	15. Roheisenproduktion jährlich 36 000 t.	15. Roheisenproduktion jährlich 45 000 t.

Die Roheisenpreise haben in Rheinland-Westfalen während der letzten Jahre wenig Stetigkeit gezeigt, vor allem die Preise für Gießereiroheisen, wie dies aus den nachstehenden Preisaufzeichnungen hervorgeht, denen zum Vergleich die Preise für schottisches Gießereiroheisen beigegeben sind.

Roheisenpreise in Rheinland-Westfalen (ab Werk).

Jahr	Thomasroheisen (Dortmund)	Bessemerroheisen (Dortmund)	Puddelroheisen (Dortmund)	Puddelroheisen (Düsseldorf)	Gießereiroheisen (Düsseldorf)	Schottisches Gießereiroheisen ab Hamburg
	M	M	M	M	M	M
1894	45,2	52,0	45,6	45,3	62,8	72,3
1895	45,6	52,0	47,0	44,7	63,7	70,0
1896	52,8	59,0	52,4	54,4	65,3	69,6
1897	57,5	63,4	57,4	58,5	67,0	69,6
1898	57,5	63,5	58,0	58,9	67,3	71,4
1899	58,5	65,4	59,5	69,0	81,6	92,4
1900	78,0	86,7	74,3	88,8	101,4	105,1
1901	—	—	—	—	76,9	87,1
1902	57,0	74,0	59,3	59,4	65,2	85,9
1903	55,9	74,0	56,2	56,0	66,7	81,4
1904	56,0	68,0	56,5	56,0	67,5	—

Siegerland, Lahn- und Dillgebiet. Das Siegerland ist von alters her berühmt wegen seiner Stahl- und Spiegeleisenfabrikation, und das Lahngebiet zeichnet sich nicht minder durch seine Gießerei-

roheisenqualität aus. Im Jahre 1904 wurden an Stahl- und Spiegeleisen insgesamt erblasen 189 779 t = 32,3 % der Revierproduktion und 29,8 % der Gesamterzeugung an Stahl- und Spiegeleisen im deutschen Zollgebiet. An Gießerei- und Puddelroheisen wurde jeweilig fast die gleiche Menge hergestellt, welche 30,8 % bzw. 30,6 % der Revierproduktion, aber 9,7 % der Gesamtproduktion an Gießereiroheisen und 21,9 % an Puddelroheisen ausmachen, wie die folgende Statistik ergibt:

Roheisenerzeugung
im Siegerland, Lahngebiet und Hessen-Nassau 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamterzeugung %
Stahl- und Spiegeleisen . .	189 779	32,3	29,8
Gießereiroheisen	180 804	30,8	9,7
Puddelroheisen	179 632	30,6	21,9
Bessemerroheisen	31 639	5,4	8,1
Thomasroheisen . . .	5 178	0,9	—
Summa	587 032	100,0	

Im Siegerland allein standen 1904 21 Hochofenwerke im Betrieb, welche 473 283 t im Werte von 27 813 333 *M* erbliesen. Gegen das Vorjahr stellt dies eine Verminderung um je 20 % sowohl für die Produktionsmenge als auch deren Wert dar. Es wurden 1904 erzeugt an:

Roheisen im Siegerland.

	t	*M*	
Puddelroheisen	150 770	8 415 430	
Stahlroheisen	129 305	7 496 049	
Gießereiroheisen	97 935	5 853 993	
Spiegeleisen	65 385	4 250 893	
Bessemerroheisen	24 436	1 484 108	
Thomasroheisen	5 126	276 447	
Holzkohlenroheisen . . .	337	36 413	
Summa 1904	473 283	27 813 333	(58,77 *M* p. t)
„ 1903	580 237	34 886 730	(60,12 *M* p. t)
„ 1902	425 134	28 212 449	(66,36 *M* p. t)

Der Rückgang der Siegerländer Hochofenindustrie in 1904 wurde nicht zum wenigsten durch außergewöhnlich hohe Koksfrachten hervorgerufen, die inzwischen, wie erwähnt, seitens der Eisenbahnbehörde ermäßigt worden sind. Zum Teil tragen die Siegerländer selbst die Schuld, indem sie infolge zu starker Rücksichtnahme auf persönliche Verhältnisse und traditionelle Einrichtungen den Anschluß an den Großbetrieb und die kapitalistische Wirtschaftsweise versäumten.

Die Roheisenselbstkosten stellten sich im Siegerland 1903/4 einschließlich 3,50 — 5,00 *M* für Generalia bei Puddel- und Walzen-

gußeisen auf 55—56 ℳ, bei Stahleisen auf 57—59 ℳ und bei Spiegeleisen mit 10—12 % Mangan auf 62—65 ℳ. Die Durchschnittswerte des im Siegerland erzeugten Roheisens während des letzten Jahrzehnts sind aus der folgenden Zusammenstellung ersichtlich:

Durchschnittswerte des Siegerländer Roheisens.

Jahr	ℳ	Jahr	ℳ
1895	44,8	1900	70,6
1896	51,4	1901	85,2
1897	59,2	1902	66,4
1898	60,8	1903	60,1
1899	61,7	1904	58,8

Die Lahnhütten erzeugten 1904 82869 t Gießereiroheisen, 23620 t Puddel-, 7203 t Bessemer- und 53 t Thomasroheisen, insgesamt 113749 t gegen 137869 t in 1903, d. h. —21 %. Die Roheisenselbstkosten sind in den letzten Jahren bei den ungünstigen Tarif- und Verkehrsverhältnissen des Lahngebietes immer mehr gestiegen und betrugen 1904 bis 57,80 ℳ, so daß unter diesen Verhältnissen ein Rückgang im Roheisenabsatz der Lahnhütten von 108000 t in 1898 auf 79000 t in 1903 erklärlich wird.

Bei Benutzung eines Lahnkanals würde für den Roheisenabsatz nach Mitteldeutschland sich eine Frachtersparnis von 2 ℳ für die Tonne Roheisen ergeben, gleichzeitig wäre aber auch das Lahnrevier durch die eintretende Frachtermäßigung von 2,20 ℳ in die Möglichkeit versetzt, sein Qualitätseisen auf dem Wasser über Rotterdam ins Ausland exportieren zu können.

Oberschlesien. Vor zwei Jahrzehnten, als in Rheinland-Westfalen schon die Hälfte der Roheisenerzeugung Konverterroheisen war, stellte Oberschlesien noch 88 % seiner Roheisenproduktion für den Puddelbetrieb her; 1894 sank der Puddelroheisenanteil auf 63 % gegen 20 % im Ruhrgebiet und 1904 auf 44 % gegen 1 % im Ruhrgebiet. Der Anteil des Konverterroheisens an der oberschlesischen Hochofenerzeugung stieg gleichzeitig von 7 % in 1884 auf 29 % in 1894 und auf 36 % in 1904 gegen 50 % bzw. 64 % bzw. 68,5 % in Rheinland-Westfalen. An der Gesamtroheisenerzeugung des deutschen Zoll-

Roheisenerzeugung in Oberschlesien 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamtproduktion %
Puddelroheisen.	364 910	44,3	44,5
Thomasroheisen	241 669	29,3	3,8
Stahl- u. Spiegeleisen. . .	83 761	10,2	13,2
Gießereiroheisen	79 229	9,6	4,3
Bessemerroheisen. . . .	54 438	6,6	13,9
Summa	824 007	100,0	

gebietes war Oberschlesien 1904 mit 8,1 % gegen 7,5 % im Vorjahre beteiligt.

Von den 35 vorhandenen oberschlesischen Hochöfen waren im Jahre 1904 28 im Betrieb, welche gemäß vorstehender Tabelle 824 007 t Roheisen, d. h. 28 % mehr als in 1901, erzeugten. Der Wert der Produktion belief sich auf 45 756 944 ℳ oder 55,40 ℳ für die Tonne.

Infolge des erhöhten Verbrauchs von ausländischen Erzen hat sich die Gewinnung der Nebenprodukte beim Hochofenbetriebe in den letzten Jahren ständig vermindert; es wurden 1904 nur 192 t Blei (42 000 ℳ) und 3148 t Zinkstaub usw. (137 678 ℳ) gewonnen gegenüber 657 t Blei und 6014 t Zinkstaub, zusammen im Werte von 388 213 ℳ in 1901. Andererseits aber ist aus demselben Grunde der Koksverbrauch für die Tonne erblasenen Roheisens wesentlich zurückgegangen; er fiel von 1,355 t in 1900 auf 1,132 t in 1904.

Die Selbstkosten des oberschlesischen Roheisens stellen sich wie folgt:

Roheisenselbstkosten in Oberschlesien.

	Puddelroheisen ℳ	Thomasroheisen ℳ	Martinroheisen ℳ	Gießereiroheisen ℳ
Erz und Kalk	32,50	33,00	35,00	35,50
Koks	13,20	12,50	14,00	15,80
Fabrikationskosten.	6—9 (je nach der Anzahl der Hochöfen*)	6—9	6—9	6—9
Summa	51,70—54,70	51,50—54,50	55—58	57,20—60,30

Die Roheisenpreise decken im allgemeinen nur eben die Selbstkosten; es notierten 1904 ab Werk Puddel- und Martinroheisen 55 bis 58 ℳ, Gießereiroheisen 55—61 ℳ und Hämatit 70—78 ℳ. Die Preisschwankungen für Puddel- und Gießereiroheisen sind für 1894 bis 1904 aus der folgenden Tabelle ersichtlich.

Roheisenpreise in Oberschlesien (ab Werk).

Jahr	Puddelroheisen ℳ	Gießereiroheisen ℳ	Jahr	Puddelroheisen ℳ	Gießereiroheisen ℳ
1894	49,3	50,3	1900	—	90,7
1895	48,3	49,2	1901	—	66,5
1896	57,9	57,5	1902	—	61,3
1897	61,3	61,7	1903	—	60,5
1898	59,7	61,6	1904	55,4	—
1899	72,1	75,5			

Was den Roheisenabsatz anlangt, so verbrauchte Oberschlesien in 1903 auf den eigenen Hütten 560030 t Roheisen; 204068 t wurden im Inland verkauft und 7 948 t ins Ausland geführt, und zwar

*) Inkl. 2 ℳ für Hochofenamortisationsfonds.

6 492 t nach Österreich, 490 t nach Rußland, 613 t nach England und 160 t nach den Vereinigten Staaten von Amerika. Im Jahre 1904 erfuhren die Roheisenbestände eine Abnahme von rund 50 % trotz der Produktionserhöhung um 10 % gegen das Vorjahr, weil der Eisenverbrauch der oberschlesischen Werke größer wurde und der Inlandskonsum stieg. Die nachstehende Statistik gibt ein Bild des Roheisenabsatzes in den beiden letzten Jahrzehnten.

Absatz des oberschlesischen Roheisens.

Jahr	Im Inland (einschl. Selbstverbrauch) t	Nach Österreich t	Nach Rußland t	Bestand am Jahresschluß t
1884	357 000	2 200	37 200	38 000
1894	492 000	8 400	5 100	54 000
1903	764 000	6 500	500	39 000

Die Roheisenfrachtsätze haben gemäß nachfolgender Übersicht nach der Verstaatlichung der Eisenbahnen in der Hauptsache eine Ermäßigung um 20 % erfahren.

Fracht für oberschlesisches Gießereiroheisen.

	1879 ℳ	1903 ℳ	Unterschied gegen 1879 %
Königshütte-Berlin	12,2	9,7	— 20
Königshütte-Breslau.....	5,2	3,4	— 35
Königshütte-Stettin	12,4	9,9	— 20
Königshütte-Posen	8,4	6,1	— 27

Pommern. Die Hochöfen des Eisenwerks Kraft bei Stettin erblasen zumeist Gießereiroheisen und Hämatit für den Verkauf und bei entsprechender Konjunktur auch andere Roheisensorten einschl. Ferromangan. An der Gesamtroheisenproduktion Deutschlands ist Pommern mit 1,4 % beteiligt. Im Jahre 1904 wurden folgende Mengen erzeugt:

Roheisenerzeugung in Pommern 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamtproduktion %
Gießereiroheisen	138 286	95,6	5,7
Stahl- u. Spiegeleisen.....	6 325	4,4	1,0
Summa	144 611	100,0	

Der Absatz des Roheisens erfolgt nur zum kleineren Teil ins Ausland; 1902 wurden von Stettin 47 032 t Roheisen seewärts nach Zollvereinshäfen und dem Ausland ausgeführt, welche sämtlich wohl von Kratzwiek stammen dürften. Infolge seiner vorzüglichen Lage an der See und seiner günstigen Verbindungswege ist das Eisenwerk

Kraft imstande, die Einfuhr englischen Gießereiroheisens nicht unerheblich zu unterbinden, gleichzeitig tritt es aber auch sowohl mit oberschlesischen als auch westdeutschen Eisenhütten in scharfen Wettbewerb. Mit der Inbetriebsetzung des neuen Hochofenwerks Lübeck wird indessen sein Absatzgebiet nach verschiedenen Richtungen beschränkt werden.

Hannover und Braunschweig. Die Erzeugung dieses Roheisenreviers stellte sich in 1904 auf 347 635 t = 3,4 % der Gesamtroheisenerzeugung des deutschen Zollgebietes. Die näheren statistischen Angaben sind aus der folgenden Tabelle zu ersehen.

Roheisenerzeugung in Hannover und Braunschweig 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamterzeugung %
Thomasroheisen	236 999	68.2	3,7
Bessemerroheisen	69 244	19,9	17,6
Gießereiroheisen	41 392	11,9	2,2
Summa	347 635	100,0	

Das produzierte Gießereiroheisen ist in der Hauptsache Luxemburger Qualität und stammt von der Mathildenhütte bei Harzburg, das Bessemerroheisen liefert die Georgs-Marienhütte bei Osnabrück und das Thomasroheisen die Ilsederhütte.

Bayern, Württemberg und Thüringen. Der Schwerpunkt dieses Reviers liegt in der Thomasroheisenherstellung der Maximilianshütte in der Oberpfalz, welche über 70 % der Produktion ausmacht. Von der Gesamterzeugung des deutschen Zollgebietes entfallen auf Thüringen und Süddeutschland 1,6 %. Nachstehende Übersicht bringt die Roheisenerzeugungsziffern für 1904:

Roheisenerzeugung
in Bayern, Württemberg und Thüringen 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamtproduktion %
Thomasroheisen	115 573	70,4	1,8
Gießereiroheisen	32 055	19,5	1,7
Puddelroheisen	10 670	6,5	1,3
Stahl- u. Spiegeleisen	5 892	3,6	0,9
Summa	164 190	100,0	1,6

Saarrevier. Die Roheisenerzeugung des Saargebietes kommt fast der oberschlesischen gleich, sie stellt sich auf 7,5 % der Gesamterzeugung des deutschen Zollgebietes. Zu 90 % besteht die Produktion aus Thomasroheisen, der Rest dient zu Gießereizwecken, wie die folgende Tabelle ergibt:

Roheisenerzeugung im Saarbezirk 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamtproduktion %
Thomasroheisen	672 347	89,3	10,5
Gießereiroheisen	80 423	10,7	4,3
Summa	752 770	100,0	7,5

Die Selbstkosten für Thomasroheisen sind niedriger als in Rheinland-Westfalen, aber höher als in Lothringen. Infolgedessen haben die Saarhüttenwerke in Lothringen Tochterwerke gegründet, nämlich Dillingen in Redingen, Röchling in Diedenhofen, Stumm in Ückingen, und Burbach ist finanziell an den Hochöfen Metz & Co. in Esch beteiligt. Im Jahre 1893 hatten die Mutterwerke ein starkes Übergewicht, indem sie etwa dreimal soviel Roheisen erzeugten als die Tochterwerke; bis 1900 verringerte sich der Vorsprung der Mutterwerke von fast 300000 t auf 128000 t, um 1903 wieder auf 240000 t zu wachsen. Die Selbstkosten für Thomasroheisen gehen aus der folgenden Zusammenstellung hervor:

Thomasroheisen-Selbstkosten im Saarbezirk.

Erz	15,68 M
für Mangan	2,00 „
Koks	22,68 „
Fabrikationskosten	8,00 „
Summa	48,36 M

Lothringen-Luxemburg. Das Minetterevier liefert 32,4 % der Gesamtroheisenerzeugung des deutschen Zollgebietes und ist nächst Rheinland-Westfalen der größte Hochofenbezirk. Mehr als 3/4 seiner Erzeugung wird für Thomaszwecke erblasen.

Roheisenerzeugung in Lothringen-Luxemburg 1904.

	t	%	Anteil an der Gesamtproduktion %
Thomasroheisen	2 605 261	79,7	40,8
Gießereiroheisen	448 212	13,7	24,0
Puddelroheisen	214 402	6,6	26,2
Summa	3 267 875	100,0	32,4

Früher hatte die lothringisch-luxemburgische Roheisenindustrie insbesondere auf dem Thomasroheisenmarkte Deutschlands noch eine führende Stellung inne. In 1894 stellte sich der Roheisenabsatz des Minettereviers wie nachstehend (siehe S. 248).

Nachdem aber die rheinisch-westfälischen Hütten selbst ihr Thomasroheisen erbliesen, ging dieses Absatzgebiet für Thomasroheisen mehr und mehr verloren. Ähnlich verhält es sich mit dem Absatz

Roheisenabsatz des Minettereviers 1894.

Nach	Rheinland-Westfalen	600 000 t
„	dem Saarbezirk	200 000 t
„	Süddeutschland	140 000 t
„	Hessen-Nassau	30 000 t
„	dem Königreich Sachsen	30 000 t
„	dem übrigen Deutschland	20 000 t
		1 020 000 t
„	Belgien	67 000 t
„	der Schweiz	22 000 t
„	Frankreich und Italien	5 000 t
	Summa	1 114 000 t

von Puddelroheisen, das ehemals von den westfälischen Puddelwerken als Zusatz zur Beschleunigung der Chargen in den Öfen und zur Verbilligung des Produktes benutzt wurde, heute aber in der gleichen Qualität an der Ruhr dargestellt wird. Das Gießereiroheisen bildet noch allein eine absatzfähige Marke, aber der Absatz hängt gewissermaßen von den Preisverhältnissen des Middlesborough-Roheisens ab, das über sehr billige Seefrachten verfügt. Anders wird diese schwierige Lage, wenn Mosel und Saar schiffbar gemacht sind, da alsdann das sogen. Luxemburger Gießereiroheisen sowohl im Inland als im Ausland mit dem englischen in schärferen Wettbewerb zu treten vermag.

Die Preise für Luxemburg III sind für die Zeit 1894—1903 denen des Middlesborough-Gießereiroheisens in folgender Übersicht gegenübergestellt.

Preise für Luxemburger Gießereiroheisen III 1894—1903.

Jahr	Luxemburg III (ab Werk) ℳ	Middlesborough I (ab Hamburg) ℳ	Jahr	Luxemburg III (ab Werk) ℳ	Middlesborough I (ab Hamburg) ℳ
1894	44,0	56,7	1899	71,1	81,2
1895	46,0	56,2	1900	85,8	90,8
1896	50,0	57,9	1901	54,2	65,7
1897	54,5	62,0	1902	48,7	69,6
1898	52,0	62,8	1903	51,8	65,2

Angesichts der geographischen Lage des Minettereviers und der hohen Frachtkosten wird es aber mehr Vorteil bieten, das Roheisen an Ort und Stelle weiter zu Fertigfabrikaten zu verarbeiten und diese zu versenden als das Roheisen selbst.

Die Selbstkosten des Minetteroheisens betragen bei einem Erzpreis von 2,50 ℳ + 0,40 ℳ Fracht und bei einem Koksverbrauch von 1100 kg und einem Kokspreis von 15 ℳ + 8 ℳ Fracht etwa 44,6 ℳ.

Thomasroheisenselbstkosten im Minetterevier.

Erz und Kalk	9,28 ℳ
für Mangan	2,00 ℳ
Koks	25,30 ℳ
Fabrikationskosten	8,00 ℳ
Summa	44,58 ℳ

Deutschlands Roheisen-Ein- und Ausfuhr. Faßt man die Roheisen-Ein- und Ausfuhr aller deutschen Hochofendistrikte zusammen, so ergibt sich das nachstehende Bild.

Roheiseneinfuhr Deutschlands.

	1901	1902	1903	1904
I. Menge in t.				
Gesamteinfuhr	267 503	143 040	158 347	178 256
davon von Großbritannien	243 816	116 245	133 626	142 972
„ „ Schweden	5 753	11 684	10 850	13 951
„ „ Frankreich	3 967	13 086	8 228	13 701
„ „ Österreich-Ungarn	1 810	1 193	3 600	5 581
II. Wert in 1000 ℳ.				
Gesamteinfuhr	17 085	8 565	9 225	10 111
davon von Großbritannien	15 207	6 510	7 350	7 578
„ „ Schweden	690	1 285	1 150	1 430
III. Wert für 1 t in ℳ.				
Gesamteinfuhr	63,68	59,90	58,27	56,71
davon von Großbritannien	62,50	56,03	55,00	53,00
„ „ Schweden	119,94	110,02	105,99	102,52

Roheisenausfuhr Deutschlands.

	1901	1902	1903	1904
I. Menge in t.				
Gesamtausfuhr	150 448	347 256	418 072	225 897
davon nach Belgien	52 581	108 811	158 121	141 268
„ „ Frankreich	32 024	30 387	32 532	40 918
„ „ den Niederlanden	2 416	89 928	41 105	13 371
„ „ der Schweiz	7 929	9 867	14 380	13 275
„ „ den U. S. A.	5 939	45 506	128 980	1 562
„ „ Großbritannien	28 932	39 954	23 157	2 486
„ „ Österreich-Ungarn	13 312	14 335	12 851	7 639
II. Wert in 1000 ℳ.				
Gesamtausfuhr	8 762	19 192	23 899	11 274
davon nach Belgien	2 629	5 223	7 590	6 781
„ „ Frankreich	1 601	1 519	1 627	2 005
„ „ den Niederlanden	145	4 946	2 261	735
„ „ der Schweiz	555	592	863	783
„ „ den U. S. A.	445	3 465	9 029	106
III. Wert für 1 t in ℳ.				
Gesamtausfuhr	58,41	55,26	57,17	49,91
davon nach Belgien	50,00	48,00	48,00	48,00
„ „ Frankreich	50,00	50,00	50,00	49,00
„ „ den Niederlanden	60,00	55,00	55,00	54,90
„ „ der Schweiz	60,00	60,00	60,00	59,00
„ „ den U. S. A.	74,78	76,37	70,00	67,95

Hiernach ist die Einfuhr von britischem Gießereiroheisen in den beiden letzten Jahren gegenüber 1902 um 23 % gestiegen, gegen 1901 aber um 70 % gefallen; während ferner die britische Einfuhr 1901 91 % der Gesamtroheiseneinfuhr darstellte, machte sie 1904 nur 80 % derselben aus. Die Einfuhr von schwedischem Holzkohlenroheisen vermehrte sich von 2 % der Gesamteinfuhr in 1901 auf 8 % in 1904. Die erheblichen Mengen Gießereiroheisen, welche Großbritannien nach Deutschland ausführt, entsprechen nicht einem bei uns herrschenden Mangel und Bedürfnis an Roheisen englischer Qualität — alle unsere Hochofendistrikte liefern Roheisen derselben Güte —, sondern ihre Einfuhr wird nur durch die hohen Eisenbahngütertarife bei uns ermöglicht, und eine Änderung dieses Zustandes läßt sich nur durch den Ausbau unserer Wasserstraßen erwarten.

Die Einfuhr des britischen Roheisens fällt um so mehr ins Gewicht, als sie zu Preisen erfolgt, die bedeutend höher sind als unsere Roheisenausfuhrpreise, selbst wenn wir das ausgeführte Spiegeleisen einbegreifen. Wir zahlten an Großbritannien 1901 62,50 ℳ für die Tonne Gießereiroheisen und 1904 53 ℳ, wohingegen wir für unser Roheisen (inkl. Spiegeleisen) vom Ausland nur 58,41 ℳ bzw. 49,91 ℳ erhielten. Bringen wir die Ausfuhr nach den Vereinigten Staaten von Amerika, die zum nicht geringen Teil Spiegeleisen von uns empfingen, in Abzug, so stellt sich der Durchschnittspreis unserer Roheisenausfuhr für die Tonne sogar nur auf 57,56 ℳ in 1901 und 49,77 ℳ in 1904. Insgesamt hat unsere Roheisenausfuhr in 1904 um 50 % gegen 1901 zugenommen, ihr Wert aber nur um 29 %. Die untenstehende graphische Darstellung bringt ein Bild der deutschen Roheisenausfuhr in dem letzten Jahrzehnt und führt die Schwankungen während der einzelnen Jahre übersichtlich vor Augen.

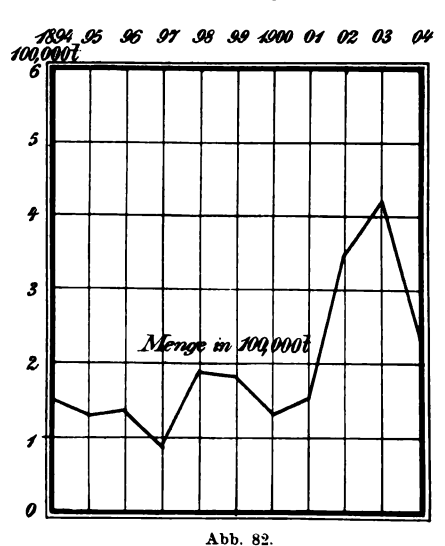


Abb. 82.
Deutschlands Roheisenausfuhr 1894—1904.

Vergleicht man die Aus- und Einfuhrverhältnisse von Roheisen in den Hauptindustriestaaten, so ergibt sich gemäß nachstehender Tabelle für das Jahr 1904 bei allen Ländern ein Rückgang in der Roheisenausfuhr mit alleiniger Ausnahme von den Vereinigten Staaten von Amerika, welche ihre Ausfuhr um 143 % erhöhten und gleichzeitig ihre Einfuhr um 86 % verringerten. Frankreich hatte ebenfalls eine Verminderung der Roheiseneinfuhr für 1904 zu verzeichnen,

während die übrigen Staaten mit einer Erhöhung hinsichtlich der Einfuhr abschnitten.

Aus- und Einfuhr von Roheisen bei den Hauptländern.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr gegen das Vorjahr t
Deutschland	225 897	— 192 175	178 256	+ 19 909
Belgien	24 666	— 1 583	346 548	+ 10 758
Frankreich	189 668	— 4 790	18 179	— 1 415
Großbritannien	813 590	— 251 790	130 407	+ 227
U. S. A.	49 025	+ 28 646	79 500	— 520 074

Von den Hauptländern hat nur Großbritannien keine Schutzzölle eingeführt, da für die dortige Eisenindustrie angesichts der günstigen Lage der Freihandel zweckmäßiger erscheint; die übrigen Staaten besteuern die Tonne Roheisen wie folgt:

Deutschland	10,00 M
Belgien	1,60 M
Frankreich	12,00 M
U. S. A.	16,80 M
Rußland	59,50 M
Italien	8,00 M

Vereinigte Staaten von Amerika. Der größte Roheisenproduzent der Welt, Amerika, erblies in den beiden letzten Jahren, nach Sorten geordnet, nachstehende Roheisenmengen.

Roheisenerzeugung in den Vereinigten Staaten von Amerika.

Roheisensorte	1904 t	1903 t
Bessemer- und P-armes-Roheisen	9 244 238	10 149 747
Basisches Roheisen	2 522 834	2 073 378
Puddelroheisen	559 649	795 544
Gießerei- und siliziumreiches Roheisen	3 888 465	4 479 567
Roheisen für Temperguß	267 745	481 362
Weißes, halbiertes Roheisen	54 137	122 059
Spiegeleisen	164 968	159 207
Ferromangan	58 950	36 536
Summa	16 760 986	18 297 400

Obgleich das Jahr 1904 eine Abnahme von 1 536 414 t = 8,4 % gegenüber dem Vorjahre brachte, so zeigen doch die Monatsergebnisse des Jahres 1905, daß für die Zukunft mit einer Produktion von 23 und mehr Millionen Tonnen zu rechnen ist. Trotz des Rückganges der Gesamtproduktion in 1904 hat die Erzeugung an basischem Roheisen um über 21 % zugenommen — ein Zeichen, daß

auch in den Vereinigten Staaten der Bessemerprozeß mit der Zeit aus seiner herrschenden Stellung verdrängt wird. Die Erzeugung an Puddelroheisen, welche 1883 noch 3,4 Millionen Tonnen betrug, fast 73 % der Gesamtroheisenmenge, ist im Jahre 1904 bis auf 559 649 t = 3,3% der Gesamtproduktion gefallen!

Auf die einzelnen Staaten verteilt sich die Produktion des Jahres 1903 verglichen mit der des Jahres 1890 wie folgt:

Roheisenerzeugung in den Vereinigten Staaten von Amerika.

Land	l.-t (= 1016 kg)	%	1890 %
Pennsylvania	8 211 500	45,62	48,0
Ohio	3 287 434	18,26	18,5
Illinois	1 692 375	9,40	7,6
Alabama	1 561 398	8,67	8,9
Neuyork	552 917	3,07	3,6
Virginia	544 034	3,00	3,2
Tennessee	418 368	2,32	2,9
Maryland	324 570	1,80	1,6
Wisconsin und Minnesota	283 516	1,57	2,4
Missouri, Colorado u. Washington	270 289	1,50	1,3
Michigan	244 709	1,36	2,5
Neujersey	211 667	1,17	1,7
West-Virginia	199 013	1,11	1,4
Kentucky	102 441	0,57	0,5
Nord-Carolina und Georgia	75 602	0,42	0,3
Connecticut	14 501	0,08	0,2
Texas	11 653	0,06	0,1
Massachusetts	3 265	0,02	0,1
Summa	18 009 252 *)	100,00	100,0

Hinsichtlich des prozentualen Anteils an der Gesamtroheisenerzeugung zeigt also Pennsylvanien eine geringe Abnahme gegen 1890, Ohio und Illinois blicken auf eine wesentliche Zunahme zurück und Alabama hat ungefähr dieselbe Beteiligung wie früher, wenn es auch den damals innegehabten dritten Platz an Illinois hat abtreten müssen.

Die Roheisenselbstkosten in den beiden wichtigen Revieren Pittsburg und Alabama setzen sich folgendermaßen zusammen:

Roheisenselbstkosten in den Vereinigten Staaten von Amerika.

	Pittsburg (Bessemerroheisen)	Alabama (Gießereiroheisen)
Erz	33 s — d	17 s — d
Kalk	1 s 6 d	1 s 6 d
Koks	11 s — d	15 s 6 d
Löhne	3 s — d	3 s 6 d
Allgemeine Kosten	2 s — d	2 s 6 d
Summa	50 s 6 d	40 s — d

*) 18 009 252 l.-t = 18 297 400 m.-t.

Das Alabamaroheisen eignet sich insbesondere für Röhrenguß, und darin macht sich auch sein Wettbewerb mit Europa fühlbar; immerhin muß betont werden, daß die angegebenen Selbstkosten das Minimum darstellen, so daß also einschließlich Land- und Seefracht das Alabamaroheisen sich auf mindestens 50 s für 1 t in England bzw. auf dem Kontinent stellen wird. Die Möglichkeit, daß die amerikanischen Roheisenselbstkosten billiger werden können, ist von der Hand zu weisen, da die Rohmaterialienpreise in Zukunft noch steigen werden, wie dies auch die Zusammenstellung der Preise für amerikanisches Roheisen schon erkennen läßt.

Roheisenpreise in den Vereinigten Staaten von Amerika.

Jahr	Bessemer-roheisen (Pittsburg) $	Graues Puddel-roheisen (Philadelphia) $	Gießerei-roheisen I (Philadelphia) $	Koksgießerei-roheisen II (Chicago) $	Koksgießerei-roheisen II (Alabama) $
1895	12,72	11,49	13,10	12,21	11,75
1896	12,14	11,09	12,95	11,64	11,40
1897	10,13	10,48	12,10	10,68	10,25
1898	10,33	10,23	11,66	10,97	10,45
1899	19,03	16,60	19,36	18,05	17,75
1900	19,49	16,49	19,98	19,12	18,35
1901	15,93	14,08	15,87	15,03	14,60
1902	20,67	19,20	22,19	20,51	20,10
1903	18,98	17,13	19,92	18,90	18,31¼
1904	13,76	13,67	15,57	14,02	13,92½

Die Roheisenausfuhr Amerikas ist übrigens im Verhältnis zur Gesamterzeugung verschwindend klein; sie betrug 1903 20 705 t und 1904 49 809 t, denen eine Einfuhr von 609 167 t in 1903 und 80 772 t in 1904 gegenüberstand. Die starke Abnahme der Einfuhr hing zum Teil von den Konjunkturverhältnissen ab, zum Teil aber

Frachtsätze für amerikanisches Roheisen.

	Entfernung	Frachten		Entsprechende deutsche Frachten	
	km	für die t ℳ	f. d. tkm ₰	für die t ℳ	f. d. tkm ₰
Von Pittsburg nach					
Neuyork	715	9,92	1,38	16,90	2,36
Philadelphia	570	9,09	1,59	13,74	2,41
Baltimore	539	8,68	1,42	13,05	2,42
Dayton, Ohio	425	8,47	1,99	10,55	2,49
Indianopolis, Ind.	613	9,71	1,58	14,68	2,39
Louisville, Ky.	681	11,16	1,63	16,18	2,37
Manfield, Ohio	282	6,61	2,34	7,40	2,62
Chicago, Ill.	753	11,16	1,48	17,70	2,35
Buffalo, N. Y.	435	6,82	1,56	10,77	2,47
Von Birmingham, Al., nach					
Baltimore	1381	19,67	1,42	31,58	2,29
Philadelphia	1535	19,79	1,28	34,97	2,27
Neuyork	1678	24,55	1,46	38,11	2,27

erklärt sie sich dadurch, daß die Amerikaner inzwischen gelernt haben, gewisse Spezialitäten des Auslandes selbst herzustellen, z. B. Spiegeleisen und Ferromangan, so daß der Export des Siegerlandes allein an Spiegeleisen von 42 875 t in 1903 auf 81 t im ersten Halbjahr 1904 zurückging.

Die Vereinigten Staaten können also ihr gesamtes Roheisen im Inland absetzen. Wie sehr in dieser Hinsicht der amerikanischen Eisenindustrie bei ihren großen Entfernungen die Eisenbahnen entgegenkommen, zeigt die vorstehende Eisenbahntarifübersicht, welche vergleichsweise auch die entsprechenden deutschen Frachtsätze für Roheisen jeweilig enthält (siehe S. 253).

Kanada. Die Roheisenerzeugung Kanadas belief sich im Jahre 1904 auf 270 942 t gegen 319 557 t in 1902 und 37 829 t in 1895. Von der Produktion des Jahres 1904 waren 251 671 t mit Koks erblasen, während 19 271 t in Holzkohlenhochöfen hergestellt wurden Der größte Teil des erblasenen Roheisens diente gemäß nachstehender Tabelle zu Gießereizwecken.

Roheisenerzeugung in Kanada 1904.

	t	%
Gießereiroheisen	174 793	73
Basisches Roheisen	70 133	26
Bessemerroheisen	26 016	1
Summa	270 942	100

Die Roheisenausfuhr hatte 1903 einen Wert von 335 958 $, wovon für 33 861 $ Roheisen nach England ging und für 294 499 $ nach den Vereinigten Staaten; im Jahre 1902 stellte sich der Wert der Roheisenausfuhr hingegen auf fast das Vierfache, insgesamt 1 262 285 $, und hiervon entfielen auf England 973 955 $ und auf die Vereinigten Staaten 132 753 $. Diesen Ausfuhrwerten stand in 1902 ein Roheiseneinfuhrwert in Höhe von 625 000 $ gegenüber, und zwar wurde von Großbritannien Roheisen im Werte von 163000 $ und von den Vereinigten Staaten im Werte von 460 000 $ eingeführt.

Der Rückgang der Roheisenerzeugung und -Ausfuhr Kanadas erklärt sich durch Überkapitalisierung der Haupthüttenwerke; nach deren erfolgter Sanierung und Reorganisation, sowie nach dem Ausbau seiner natürlichen Wasserstraßen wird Kanada nicht nur den einheimischen Verbrauch an Roheisen selbst befriedigen können, sondern auch in der Lage sein, mit den Vereinigten Staaten und mit Europa in Wettbewerb zu treten. Vergleicht man die Frachtverhältnisse der Rohmaterialien für eine Tonne Roheisen loco Sydney, Cape Breton, und loco Pittsburg miteinander, so stellen sich die Frachtkosten für Pittsburg auf 3,25 $ und für Sydney nur auf 79,5 Cts.

Demgemäß läßt sich das Roheisen in Sydney für 29—35 s für die Tonne herstellen, wie die nachstehende Aufrechnung ergibt:

Roheisenselbstkosten in Sydney, Cape Breton.

Erz und Kalk	15—17 s
Koks	10—12 s
Fabrikationskosten	2— 3 s
Verschiedenes	2— 3 s
Summa	29—35 s

Hiervon bleibt noch die Prämie abzuziehen, welche die kanadische Regierung auf die Herstellung von Roheisen gewährleistet. Diese beträgt bei Roheisen aus kanadischen Erzen bis 1. Juli 1906 4,34 *M* und von da bis 1. Juli 1907 2,48 *M* gegen 2,89 *M* bzw. 1,65 *M* aus fremden Eisenerzen.

Belgien. Die belgischen Hochöfen erzeugten 1904 1 282 840 t Roheisen gegen 1 216 500 t im Vorjahre, entsprechend einer Zunahme von 5 %. Auf die einzelnen Roheisensorten verteilt sich die Gesamtproduktion wie folgt:

Roheisenerzeugung in Belgien 1904.

	t	%
Frischereiroheisen	905 070	70,6
Puddelroheisen	278 420	21,7
Gießereiroheisen	99 350	7,7
Summa	1 282 840	100,0

Die Gießereiroheisenerzeugung nahm gegen 1903 um 8 % zu, desgleichen die Puddelroheisenerzeugung, wohingegen an Frischereiroheisen nur 4 % mehr erblasen wurde. Der Schwerpunkt der Roheisenindustrie findet sich in der Provinz Lüttich, welche 623 990 t Puddel- und Frischereiroheisen, d. h. fast die Hälfte der Gesamtproduktion lieferte; die Provinz Hennegau erzeugte 471 300 t Puddel- und Frischereiroheisen; aus Namur und Luxemburg stammt endlich das Gießereiroheisen. Das Coquerillsche Hüttenwerk in Seraing ist das einzige, welches auch Bessemerroheisen bzw. Hämatit aus spanischen Erzen erzeugt. Im Jahre 1903 stellte Belgien 229 160 t Bessemerroheisen dar gegen 638 430 t Thomasroheisen.

Die Selbstkosten des Bessemerroheisens in Seraing gehen aus der folgenden Zusammenstellung hervor.

Bessemerroheisenselbstkosten in Seraing.

Erz	30,60 *M*
Kalk	2,80 *M*
Koks	16,80 *M*
Fabrikationskosten	5,80 *M*
Summa	56,00 *M*

Die belgischen Roheisenpreise und ihre Schwankungen von 1894 bis 1903 zeigt die nachstehende Tabelle:

Roheisenpreise in Belgien.

Jahr	Puddelroheisen Frcs.	Gießereiroheisen Frcs.	Bessemerroheisen Frcs.	Thomasroheisen Frcs.
1894	46,62	47,26	57,16	50,91
1895	44,72	43,74	55,37	50,23
1896	51,52	47,81	59,03	54,20
1897	54,57	58,17	64,70	59,90
1898	53,90	53,43	64,81	61,55
1899	64,21	66,69	71,18	80,13
1900	79,25	83,77	95,76	95,97
1901	52,26	54,00	68,20	65,80
1902	53,36	55,11	61,35	61,47
1903	53,32	56,47	65,10	62,28

Die Roheiseneinfuhr Belgiens stieg 1904 um 3 % gegen das Vorjahr, von 335 790 t auf 346 548 t, und die Ausfuhr fiel um 6 %, von 26 249 t auf 24 666 t. Von der Ausfuhr des Jahres 1904 gingen 18 052 t nach Frankreich gegen 14 663 t in 1903, 2514 t nach den Vereinigten Staaten gegen 5988 t in 1903 und 728 t nach Deutschland gegen 1228 t im Jahre vorher.

An der Einfuhr des Jahres 1904 beteiligte sich gemäß der nachstehenden Tabelle Frankreich mit 35,7 % (1894 34,3 %), Deutschland mit 34 % (1894 19 %), Luxemburg mit 13,7 % und Großbritannien mit 17,1 % (1894 22,7 %). Die Einfuhr Deutschlands vermehrte sich seit 1894 am stärksten, nämlich um 180 %, die Frankreichs um 57,5 % und die Großbritanniens um 11 %.

Roheiseneinfuhr Belgiens.

	1904 t	1894 t
Gesamteinfuhr	346 548	227 427
davon aus Deutschland	118 222	42 274
„ „ Luxemburg	47 171	—
„ „ Frankreich	122 703	77 933
„ „ Großbritannien	57 293	51 620

Frankreich. Die Roheisenproduktion Frankreichs hat im Jahre 1904 die des Vorjahres um 5,6 % überstiegen. Insgesamt wurden auf 55 Hochofenwerken mit 114 Öfen in Betrieb 2 999 787 t Roheisen erzeugt, und zwar zwei Drittel der Gesamterzeugung im Minetterevier des Département Meurthe-et-Moselle, nämlich 1 996 582 t = 66,55 %, dann folgen die Départements le Nord mit 317 631 t = 10,59 %, Pas-de-Calais mit 95 458 t = 3,18 %, Saône-et-Loire mit 87 191 t = 2,91 %, Landes mit 66 415 t = 2,21 %; die übrigen produzierten 436 510 t = 14,56 % der Gesamtroheisenmenge.

Was die einzelnen Roheisensorten anbelangt, so gibt die folgende Übersicht für 1903 Auskunft:

Roheisenerzeugung Frankreichs 1903.

	t	%
Frischereiroheisen	2 262 400	79,6
Gießereiroheisen	457 500	16,1
Gußwaren I. Schmelzung . .	95 600	3,4
Ferromangan	25 000	0,9
Summa	2 840 500	100,0

Die Roheisenselbstkosten stellen sich im wichtigsten Hochofenbezirk Meurthe-et-Moselle ähnlich wie im deutschen Minetterevier. Für die Herstellung von Bessemerroheisen kann nachstehende Rechnung als Anhalt dienen.

Bessemerroheisenselbstkosten in Frankreich (Loire).

Erz	38,75 M
Kalk.	2,50 M
Koks	14,30 M
Fabrikationskosten	5,10 M
Summa	60,65 M

Über die Entwicklung der Roheisenpreise innerhalb des letzten Jahrzehnts gibt die folgende Übersicht Auskunft.

Koksroheisenpreise in Frankreich.

Jahr	Gießereiroheisen Frcs.	Frischereiroheisen Frcs.
1894	53,00	54,00
1895	51,00	53,00
1896	51,00	54,00
1897	56,00	57,00
1898	60,67	61,05
1899	66,08	69,93
1900	77,09	77,61
1901	66,67	67,59
1902	64,97	63,48
1903	61,42	61,91

Die Roheisenausfuhr stieg von 104 543 t in 1893 auf 194 458 t in 1903 und 189 668 t in 1904, die Roheiseneinfuhr fiel dagegen von 59 073 t in 1894 auf 19 594 t in 1903 und 18 179 t in 1904. An Ferromangan und Ferrosilizium wurden 1904 ferner 8284 t eingeführt und 1122 t ausgeführt.

Großbritannien. Die britische Roheisenindustrie hat sich entsprechend der Größe der einzelnen Kohlenbassins in Großbritannien insbesondere an der Nordostküste (Cleveland und Durham), in Schottland und in Südwales ausgebreitet. Auf Cleveland entfielen 1904

etwa 26 % der Gesamtroheisenerzeugung, auf Schottland 17 %, auf Wales 10 % und auf Durham 11 %, so daß für die übrigen Roheisenbezirke nur noch ein Drittel der Gesamtproduktion übrig bleibt. In 1904 hat die Roheisenerzeugung in Cleveland, Schottland, Lincolnshire, Nord-Staffordshire, Shropshire, Nottingham, Leicestershire und Nordwales, welche Distrikte 49 % der Gesamtproduktion lieferten, um insgesamt 6 % gegen das Vorjahr zugenommen, während sie in Durham, Northamptonshire, Derbyshire, Süd-Staffordshire, Südwest-Yorkshire, deren Anteil an der Gesamtproduktion 51 % ausmacht, um insgesamt 11 % gesunken ist. Die jeweiligen Unterschiede gehen aus der nachstehenden Zusammenstellung hervor, welche gleichzeitig auch eine Übersicht über die Art der erblasenen Roheisensorten in den einzelnen Distrikten, sowie einen Vergleich der Produktionen der letzten vier Jahre bringt.

Roheisenerzeugung in Großbritannien 1904.

Distrikt	Gießerei- u. Stahleisen t	Hämatit t	Basisches Roheisen t	Spiegeleisen usw. t	Summa t	%
Cleveland	1 032 814	587 825	533 112	80 594 (inkl. Durham)	2 234 345	26,1
Schottland	541 290	707 946	90 504	—	1 339 740	15,6
Durham	517 766	442 241	21 190	— (unter Cleveland)	981 197	11,4
Südwales u. Mon.	47 294	691 250	41 081	—	779 625	9,1
West-Cumberland	14 941	500 793	—	35 607	551 341	6,4
Lancashire	41 844	402 073	29 529	49 479	522 925	6,1
Süd-Staffordshire	215 455	—	157 741	-	373 196	4,4
Lincolnshire	210 308	—	111 146	—	321 454	3,9
Nottingham und Leicestershire	310 838	—	—	—	310 838	3,6
Derbyshire	292 473	—	—	—	292 473	3,4
Süd u. Westyorkshire	148 817	—	114 596	—	263 413	3,1
Nord-Staffordshire	204 607	5 900	35 530	—	246 037	2,9
Northamptonshire	223 932	—	—	—	223 932	2,6
Nordwales usw.	19 067	24 855	30 623	—	74 545	0,9
Shropshire	20 529	—	27 068	—	47 597	0,5
Summa 1904	3 841 975	3 362 883	1 192 120	165 680	8 562 658	100,0
„ 1903	3 875 826	3 760 422	991 610	183 610	8 811 204	
„ 1902	3 860 494	3 648 948	892 218	185 033	8 586 693	
„ 1901	3 597 994	3 177 684	794 789	191 365	7 761 832	

Wie aus der Tabelle ersichtlich ist, hat die Spiegeleisenerzeugung in den letzten Jahren stetig abgenommen; ferner hat gegen das Jahr 1903 die Hämatiterzeugung eine erhebliche Verringerung erfahren, indem 397 539 t = über 10 % Hämatit weniger erblasen wurden. Zum Teil wurde dieser Ausfall gedeckt durch die erhöhte Erzeugung von basischem Roheisen, wovon 200 510 t = 20 % mehr als in 1903 gewonnen wurden; immerhin aber blieb die Gesamtproduktion des Jahres 1904 in Höhe von 8 562 658 t hinter der des Vorjahres um 248 546 t = ca. 3 % zurück.

Die Roheisenvorräte in den öffentlichen Lagerhäusern Großbritanniens nahmen in 1904, insbesondere in Cleveland, wieder zu, nachdem sie gemäß folgender Tabelle meist in scharfer Linie gefallen waren.

Roheisenvorräte in den öffentlichen Lagerhäusern Großbritanniens.

Datum	Glasgow t	Cleveland t	Middlesborough Hämatit t	Cumberlanddistrikt t
1. Januar 1900	242 258	71 123	9503	202 127
1. „ 1901	71 286	53 287	555	28 105
1. „ 1902	58 429	137 348	300	14 946
1. „ 1903	24 035	121 657	1300	24 803
1. „ 1904	9 290	99 953	300	13 033
28. Dezbr 1904	11 504	187 510	300	12 342

Die Selbstkosten von Gießereiroheisen und Bessemerhämatit werden in Cleveland wie folgt angegeben:

Roheisenselbstkosten in Cleveland.

	Gießereiroheisen s	d	Bessemerhämatit s	d
Erz	16	—	30	—
Koks	16	—	15	—
Kalk	1	6	2	6
Fabrikationskosten	7	4	5	—
Summa	40	10	52	6

Bessemerhämatit läßt sich unter 50 s zurzeit nicht herstellen; sein Preis stellte sich loco Hochofen 1879 auf 47 s 6 d, 1894 auf 42 s 6 d und 1904 auf 53 s 6 d, wohingegen Cleveland Gießerei III loco Hütte 1879 32 s 6 d, 1894 33 s 7 d und 1904 42 s 9 d kostete. In Wales betrugen die Selbstkosten für Bessemerhämatit auf den Cardiffwerken 1903 53 s pro t und an der Westküste 55 s 5 d; sie gliederten sich wie folgt:

Bessemerhämatit-Selbstkosten in Wales und West-Cumberland.

	Wales s	d	Cumberland s	d
Erz	31	—	25	6
Koks	14	6	21	—
Kalk	2	6	1	4
Fabrikationskosten	5	—	7	7
Summa	53	—	55	5

Die schottischen Hochöfen gewinnen bei einem Kohlenverbrauch von 1,83 t für die Tonne Roheisen an Nebenprodukten aus den Gichtgasen für die Tonne Kohle im Mittel 90 ℔ Teer, 22 ℔ Ammoniak und

6,5 Gallons Benzol. Obwohl dieser Gewinn aus den Nebenprodukten etwa 8,5 s auf die Tonne Roheisen ausmacht, so kostet das dortige Roheisen doch wegen der geringen Produktionsverhältnisse (300 t wöchentliche Erzeugung gegen 842 t in Cleveland) mehr als das der Nordwestküste, und zwar etwa 7—8 s mehr als Cleveland Gießerei III und 3—3½ s mehr als Hämatit, so daß von Cleveland aus eine nicht geringe Roheiseneinfuhr in Schottland stattfindet, zeitweise fast ⅔ der schottischen Produktionsziffer.

Die Preisbewegungen in der britischen Roheisenindustrie werden durch die folgende Statistik veranschaulicht, welche die Warrantpreise in Schottland, Cleveland und Cumberland von 1894—1904 nach dem höchsten und niedrigsten Stand verzeichnet.

Warrantpreise in Großbritannien.

Jahr	Schottland				Cleveland				Cumberland			
	Höchster		Niedrigster		Höchster		Niedrigster		Höchster		Niedrigster	
	s	d	s	d	s	d	s	d	s	d	s	d
1894	44	2½	41	3	36	9	34	9	46	1	42	9
1895	49	1	41	0½	39	11½	34	—	51	6	42	2½
1896	49	3	44	9½	41	1½	36	1½	51	3	45	9
1897	48	11	43	2	44	—	38	0½	51	9	46	4
1898	55	2½	50	5	52	—	39	10	59	4½	48	2
1899	75	7	49	7	75	6	49	7	80	1½	57	8½
1900	77	10½	59	8	78	3	50	—	86	10	63	10
1901	58	6	48	9	50	—	42	7	63	10	55	4½
1902	58	4	48	10	53	11	43	3½	61	10½	55	8
1903	57	9	48	9	52	11	41	3½	61	2	52	—
1904	54	—	50	—	47	10	42	3	57	—	52	—

Die Roheisenausfuhr Großbritanniens fiel von 1065380 t in 1903 auf 813590 t in 1904. Der Versand nach Deutschland blieb aber trotz der großen Abnahme der Gesamtausfuhr fast derselbe, 146833 t gegen 147279 t im Vorjahre; dagegen wurden 1904 nach den Vereinigten Staaten nur 58111 t exportiert statt 333256 t in 1903. Die Einfuhr von Roheisen nach Großbritannien betrug im Jahre 1904 130407 t und stellte sich damit ebenso hoch als in 1903, in welchem Jahre 130280 t Roheisen eingeführt wurden.

Spanien. Im Jahre 1903 erbliesen in Spanien 18 Hochöfen insgesamt 380284 t Roheisen, entsprechend einer Zunahme von 15,3% gegen das Vorjahr, welche hauptsächlich auf den Roheisendistrikt Santander entfiel. Der wichtigste Roheisenbezirk liegt in der Provinz Viscaja, der 61,4% der Gesamtproduktion lieferte; in zweiter Linie kommt die Provinz Asturien mit 16,4% in Betracht. Nachstehend die Verteilung der Gesamtroheisenerzeugung auf die einzelnen Provinzen (siehe S. 261).

Die Roheisenausfuhr Spaniens stellte sich 1903 auf 50188 t gegen 31526 t in 1902, so daß eine Steigerung von fast 60% eintrat, trotz-

Roheisenerzeugung in Spanien 1903.

Provinz	t	%
Viscaja	233 556	61,4
Asturien	62 369	16,4
Santander	34 753	9,2
Malaga	33 167	8,7
Übrige Provinzen	16 439	4,3
Summa	380 284	100,0

dem Italien statt 20 823 t in 1902 nur noch 543 t von Spanien aufnahm. Der erhöhte Versand fand hauptsächlich nach Großbritannien und Deutschland statt, welche Länder gegen das Vorjahr 24 807 t bzw. 7710 t mehr erhielten. Die folgende Übersicht gibt ein Bild der Gesamtausfuhr von spanischem Roheisen.

Roheisenausfuhr Spaniens 1903.

Nach Großbritannien	32 251 t
„ Deutschland	9 280 t
„ den U. S. A.	2 655 t
„ Kuba	2 080 t
„ Holland	1 373 t
„ Frankreich	1 104 t
„ Italien	543 t
„ den übrigen Ländern	902 t
Summa	50 188 t

Italien. Die Roheisenerzeugung Italiens erstreckt sich auf die Bergbezirke Florenz und Mailand; sie betrug 1903 75 279 t im Werte von 6251596 Lire gegen 8038 t im Werte von 1154605 Lire in 1893. Eingeführt wurden 1903 126 756 t Roheisen und ausgeführt 810 t gegenüber 155 143 t bzw. 395 t im Jahre vorher. An der Roheiseneinfuhr war vorwiegend Großbritannien und sodann Österreich-Ungarn beteiligt, wie die nachstehende Statistik ergibt:

Roheiseneinfuhr Italiens 1903.

Von Großbritannien	98 237 t
„ Österreich-Ungarn	14 629 t
„ Frankreich	6 663 t
„ Deutschland	3 864 t
„ Spanien	2 724 t
„ Belgien	306 t
„ anderen Ländern	333 t
Summa	126 423 t

Österreich-Ungarn. Die Roheisenerzeugung Österreich-Ungarns einschließlich Bosniens hat in den Jahren 1894—1903 sich um 32 % vermehrt; das Jahr 1903 brachte gegen das Vorjahr noch eine Verminderung der Produktionsziffer von 3,4 % mit sich.

Roheisenerzeugung in Österreich-Ungarn 1903.

	Gießereiroheisen t	Frischereiroheisen t	Summa t	%
Österreich	162 199	808 633	970 832	68,1
Ungarn	18 875	395 940	414 815	29,1
Bosnien	13 851	25 865	39 716	2,8
Summa 1903	194 925	1 230 438	1 425 363	100,0
„ 1894	140 143	932 213	1 075 762	

Österreich war hiernach an der Gesamtroheisenerzeugung mit 68,1 % beteiligt, Ungarn mit 29,1 % und Bosnien mit 2,8 %. Die Eisenindustrie Österreichs hat die größte Ausbreitung in den Sudetenländern (Böhmen, Mähren und Schlesien) gewonnen, welche fast $^2/_3$ der Gesamtproduktion Österreichs liefern; an der Spitze der einzelnen Kronländer steht aber gemäß nachfolgender Übersicht Steiermark, und zwar mit einem prozentualen Anteil von 30 %, etwa $^1/_2$ % mehr als Böhmen.

Roheisenerzeugung in Österreich 1903.

Steiermark	29,94 %
Böhmen	29,52 %
Mähren	27,25 %
Schlesien	6,55 %
Triest	4,85 %
Kärnten	0,86 %
Salzburg	0,53 %
Galizien	0,35 %
Krain	0,09 %
Tirol	0,06 %

Die Hochofenindustrie im Stadtgebiete Triest, gegründet im Jahre 1897, hat wegen ihrer vorteilhaften Seefrachtverhältnisse besondere Vergünstigungen hinsichtlich des Wettbewerbes auf dem Weltmarkt.

Die Roheisenausfuhr Österreichs stellte sich 1904 auf insgesamt 60716 t, wovon nach Deutschland 25674 t gingen, nach Italien 22496 t

Roheisenpreise in Österreich-Ungarn (pro q = 100 kg).

Jahr	Österreich		Ungarn	
	Frischroheisen Kr.	Gießereiroheisen Kr.	Frischroheisen Kr.	Gießereiroheisen Kr.
1894	6,96	8,42	7.19	15,68
1895	6,92	8,34	7,23	15,35
1896	6,84	8,14	7,27	16,30
1897	6,98	8,02	7,19	17,16
1898	7,04	7,98	7,58	16,20
1899	7,65	8,50	7,56	19,80
1900	8 07	9,38	7,63	20,06
1901	7,56	9,28	7,65	14,58
1902	7,43	8.64	7,78	15,91
1903	7,14	8,37	7,59	16,40

und nach England 6185 t; die Roheiseneinfuhr Österreichs betrug 33 488 t, und zwar 21 672 t aus England und 888 t aus Deutschland.

Die Preise für Frischroheisen standen in Österreich während des letzten Jahrzehnts im Durchschnitt niedriger als in Ungarn, wie aus der folgenden Gegenüberstellung hervorgeht; die gleichfalls aufgeführten Gießereiroheisenpreise lassen sich mit Rücksicht auf die verschiedenartige Brennstoffqualität, welche jeweilig zur Verwendung gelangt, nicht direkt vergleichen.

Rußland. Die Leistungsfähigkeit der russischen Hochöfen betrug 1903 4 264 000 t Roheisen, die Roheisenerzeugung Rußlands in genanntem Jahre aber nur 2 451 953 t, wovon 3,9 % von den staatlichen Hütten und 96,1 % von den Privathütten geliefert wurden. Gemäß nachstehender Statistik steht Südrußland unter den Hochofendistrikten an erster Stelle mit 55,7 % der Gesamtroheisenerzeugung.

Roheisenerzeugung in Rußland 1903.

	t	%
Südrußland	1 366 437	55,7
Ural	660 546	26,9
Polen	308 914	12,6
Zentralrußland	95 594	3,9
Nordrußland	22 462	0,9
Summa	2 451 953	100,0

Für den Eisenwelthandel verdient die günstig gelegene Kertscher Eisenindustrie besondere Beachtung, wie aus den geringen Selbstkosten daselbst hervorgeht.

Roheisenselbstkosten in Kertsch.

2,49 Pud Erz	4,42 Kop.
0,78 „ Kalk	1,18 „
1,23 „ Koks	24,08 „
Fabrikationskosten	4,76 „
Summa	34,44 Kop. pro Pud oder 45,17 M pro t.

Würde man den Koks nicht vom Donezgebiet sondern von der Steinkohlenablagerung Ikwartscheli am Ufer des Schwarzen Meeres beziehen können, so würde der Kokspreis sich auf 14 Kop. für 1 Pud belaufen und das Roheisen auf 28 Kop. Gestehungskosten kommen.

Roheisenselbstkosten in Polen (in Rbl. für 1 t).

	Martinroheisen Rbl.	Gießereiroheisen Rbl.
Erz	15,40	15,00
Kalk	0,32	0,35
Koks	10,35	12,30
Fabrikationskosten	3,00	3,55
Summa	29,07	31,20

Die Roheisenselbstkosten im Donezgebiet betragen etwa 42 Kop. pro Pud; in Polen kann man mit den vorstehenden Selbstkosten für die einzelnen Roheisenselbstkosten rechnen.

Die Roheiseneinfuhr Rußlands fiel von 136 723 t in 1899 auf 13 595 t in 1903, d. h. um 900 %.

Schweden. Die schwedische Roheisenindustrie hat ihren Hauptsitz im Süden des Landes, insbesondere in den Verwaltungsbezirken Kopparberg, Örebro, Gefleborg, Vestmanland und Vermland, welche zusammen fast 90 % der Gesamtroheisenmenge erzeugen. Im Jahre 1903 wurden in 136 Hochöfen 506 825 t Roheisen im Werte von 34 024 488 Kr. erblasen; gegen das Vorjahr ging die Roheisenproduktion damit um 31 288 t = 5,8 % zurück. Im Jahre 1901 waren von der Gesamtproduktion in Höhe von 528 375 t 235 390 t = 44,6 % Puddel- und Frischereiroheisen, 265 741 t = 50,3 % Bessemer- und Martinroheisen, 18 317 t = 3,4 % Gießereiroheisen, 7210 t = 1,4 % Gußwaren I. Schmelzung und 1767 t = 0,3 % Spiegeleisen.

Die Roheiseneinfuhr betrug 1904 64 183 t gegen 52 372 t in 1903 entsprechend einer Zunahme von 22,5 %. Die Ausfuhr von Roheisen stellte sich 1904 auf 87 265 t gegen 70 115 t im Vorjahre, vermehrte sich also um 24,5 %. Die schwedische Roheisenausfuhr hat insofern erhöhte Bedeutung, als das ausgeführte Roheisen sämtlich mit Holzkohlen erblasen ist, so daß seine Qualität nur in wenigen Fällen durch andere Eisensorten ersetzt werden kann. Daher sind auch sonst sehr große Roheisenproduzenten an dem Absatz des schwedischen Holzkohlenroheisens stark beteiligt. Die nachstehende Statistik gibt einen vergleichenden Überblick über die schwedische Roheisenausfuhr in den Jahren 1894 und 1903.

Roheisenausfuhr Schwedens.

	1894 t	1903 t
Nach Großbritannien....	57 596	39 934
„ den Niederlanden .	6 536	11 678
„ Deutschland	5 726	5 596
„ Frankreich	4 296	4 250
„ Finnland	2 932	2 712
„ Belgien	3 670	1 933
„ anderen Ländern ..	2 456	4 685
Summa	83 188	70 788
im Werte von	5 675 000 Kr.	4 955 000 Kr.
d. h. pro t	68,21 Kr.	70,00 Kr.
oder pro t	76,40 ℳ	78,40 ℳ

Anhang.

Preise für Speziallegierungen 1903.

1. Ferro Wolfram, 70—80 %; 3,20 ℳ für die Einheit des Metalls.
2. Ferro Titan, 30 %; 1,60 ℳ für das kg.
3. Ferro Chrom, C = 0,4—1,0 %; 3,20 ℳ pro kg auf Basis eines Chromgehaltes = 60 % mit Erhöhung von 4,8 ₰ auf die Einheit Chrom bei mehr als 60 %.
4. Ferro Chrom, C = 3 %; 1,20—1,44 ℳ pro kg bei 60 % Chrom.
5. Ferro Chrom, C = 7—8 %; 0,48—0,56 ℳ pro kg bei 60—65 % Chrom.
6. Ferro Vanadium, 30 % Vanadium; 64 ℳ für die Einheit Vanadium.
7. Ferro Silizium, 25 %; 24 ℳ pro 100 kg (vom Comptoir des Minerais et Produits Métallurgiques spéciaux in Paris).

Kapitel XIII.

Welthandel in Gußwaren.

Deutschland. Die Gießereiindustrie des deutschen Zollgebietes hat im letzten Jahrzehnt nicht die Entwicklung erfahren wie die deutsche Gießereiroheisenindustrie, sie blieb vielmehr um 50 % zurück. Stellt man die Gußwaren I. und II. Schmelzung einander gegenüber, so ergibt sich für die Jahre 1894 und 1903 folgendes Bild.

Gußwaren I. Schmelzung.

	1894	1903	Unterschied gegen 1894 %
I. Gußwarenerzeugung in t.			
Geschirrguß	2 803	22	— 99
Röhren	14 336	42 533	+ 196
Andere Gußwaren	17 390	9 658	— 44
Summa	34 529	52 213	+ 50
II. Wert im ganzen in ℳ.			
Geschirrguß	408 186	3 000	— 99
Röhren	1 281 922	4 491 000	+ 250
Andere Gußwaren	1 962 583	879 000	— 55
Summa	3 652 691	5 373 000	+ 47
III. Wert für 1 t in ℳ.			
Geschirrguß	145,64	150,00	+ 3
Röhren	89,42	105,60	+ 18
Andere Gußwaren	112,85	90,91	— 24
Summa	105,79	102,90	— 2,8

Gußwaren II. Schmelzung.

	1894	1903	Unterschied gegen 1894 %
I. Gußwarenerzeugung in t.			
Geschirrguß	69 904	108 708	+ 55,5
Röhren	189 932	280 949	+ 47,8
Andere Gußwaren	861 353	1 325 524	+ 65,5
Summa	1 121 189	1 715 181	+ 53
II. Wert im ganzen in ℳ.			
Geschirrguß	12 443 237	20 496 000	+ 64,4
Röhren	19 864 411	32 104 000	+ 61,5
Andere Gußwaren	144 059 609	229 820 000	+ 59,5
Summa	176 367 257	282 420 000	+ 60,0
III. Wert für 1 t in ℳ.			
Geschirrguß	178,01	188,35	+ 5,8
Röhren	105,16	114,25	+ 8,7
Andere Gußwaren	167,35	173,32	+ 3,5
Summa	157,30	164,66	+ 4,6

Bei den direkt aus dem Hochofen gegossenen Gußwaren hat hiernach nur der Röhrenguß sich vermehrt, und zwar in solchem Maße, daß trotz der sonstigen Abnahme die Gesamterzeugung der Gußwaren I. Schmelzung noch eine Steigerung um 50 % zu verzeichnen hat. Es verdient ferner Beachtung, daß der Röhrenguß direkt aus dem Hochofen verhältnismäßig mehr zugenommen hat als der Röhrenguß aus dem Kupolofen (196,6 % gegen 47,8 %), wenn sich auch die Vermehrung des letzteren absolut genommen größer stellt. Daß die Qualität der direkt gegossenen Röhren im letzten Jahrzehnt eine höhere Wertschätzung erfahren hat, geht daraus hervor, daß der Wert dieser Röhren um 250 % zugenommen hat, während die Menge nur um 196,6 % anwuchs; der Wert für 1 t stieg von 89,42 ℳ auf 105,60 ℳ.

Was die Gußwaren II. Schmelzung anbelangt, so möge darüber die weitere Nachweisung auf der nächsten Seite folgen.

Die Eisengießereien Oberschlesiens produzierten 1904 57 836 t Gußwaren II. Schmelzung, darunter 11 759 t Röhren gegen 18 014 t Röhren und 66 883 t Gesamtgußwaren in 1899, so daß also die Gesamterzeugung seit 1899 um 15 % fiel und die Produktion von Röhren sogar um 53 %. Der Wert der Gesamtwaren verringerte sich gleichzeitig um 9 255 097 ℳ auf 7 639 765 ℳ, d. h. um 21 %. Die Preise für Röhren bewegten sich 1904 je nach der Lage des Werkes zwischen 95 und 110 ℳ für 1 t.

Gußwaren II. Schmelzung 1903.

Landesteil	Werke	Produktion t	Wert ℳ	Wert pro t ℳ
Preußen:				
Prov. Ostpreußen	15	4 345,4	594 000	136,71
„ Westpreußen	22	12 876,1	2 298 000	178,44
Stadt Berlin	22	42 591,8	8 345 000	195,94
Prov. Brandenburg	44	46 372,3	7 953 000	171,50
„ Pommern	22	8 268,4	1 558 000	188,45
„ Posen	8	1 989,7	402 000	202,23
„ Schlesien	89	162 168,4	23 397 000	144,27
„ Sachsen	64	91 604,5	18 282 000	199,57
„ Schleswig-Holstein	29	15 486,0	3 250 000	209,86
„ Hannover	45	78 688,4	12 625 000	160,45
„ Westfalen	135	237 281,5	35 769 000	150,74
„ Hessen-Nassau	45	67 353,6	11 959 000	177,56
„ Rheinland u. Hohenzollern	175	411 700,4	56 923 000	138,26
Zusammen Preußen	715	1 180 726,5	183 355 000	155,29
Bayern	88	89 804,0	17 379 000	193,23
Sachsen	180	179 434,5	34 390 000	191,66
Württemberg	49	41 819,7	8 801 000	210,44
Baden	43	45 232,5	8 237 000	182,11
Hessen	26	24 399,7	4 024 000	164,94
Mecklenburg	16	5 423,5	989 000	182,32
Thüringen	37	14 170,6	2 614 000	184,49
Oldenburg	12	5 681,0	1 127 000	198,31
Braunschweig	26	20 860,0	3 851 000	184,59
Anhalt	17	19 474,0	4 011 000	205,96
Lübeck	3	2 634,6	561 000	213,09
Bremen	4	4 053,7	791 000	195,10
Hamburg	13	7 895,9	1 518 000	192,26
Elsaß-Lothringen	44	62 451,5	9 632 000	154,23
Deutsches Reich	1273	1 704 061,7	281 280 000	165,06
Hierzu: Luxemburg	9	11 119,4	1 140 000	102,48
Deutsches Reich und Luxemburg	1282	1 715 181,1	282 420 000	164,66

In den Eisengießereien des Siegerlandes wurden 1904 insgesamt 53 420 t Gußwaren im Werte von 7 551 849 ℳ hergestellt, entsprechend einem Tonnenerlös von 141,42 ℳ. An Walzen wurden gegossen „roh“ 9305 t im Werte von 1 282 523 ℳ, d. h. 137,83 ℳ pro t, und „abgedreht“ 28 903 t im Werte von 4 002 063 ℳ, d. h. 138,48 ℳ pro t; auf andere Gußwaren inklusive Temperguß entfielen 15 212 t im Werte von 2 267 263 ℳ oder 149,16 ℳ für 1 t.

Luxemburg stellte 1903 im besonderen 645 t Poterieguß, 24 t Röhrenguß und 10 450 t Maschinen- und sonstigen Guß her.

Die Ausfuhr des deutschen Zollgebietes an Gießereiwaren hat in den letzten Jahren sehr dem Wechsel unterlegen, zumal wenn man außer den Mengen auch deren Wert in Betracht zieht. Bei einem Vergleich der Jahre 1904 und 1899 stellte sich z. B. 1904 die Ausfuhrziffer um 7 % höher als in 1899, aber der Wert der Ausfuhr verringerte sich um 116 %. Am geringsten stand gemäß nachstehender

Statistik der Tonnenwert der Gußwaren 1903 mit 35,82 ℳ und am höchsten 1896 mit 101,26 ℳ, entsprechend einem Unterschied von 182 %.

Eisengießereiwaren-Ausfuhr des deutschen Zollgebietes.

Jahr	Menge in t	Wert in ℳ	Wert pro t in ℳ
1895	37 867	35 618 000	94,06
1896	39 178	39 674 000	101,26
1897	47 903	41 140 000	85,89
1898	49 764	42 096 000	84,53
1899	56 469	52 944 000	93,71
1900	38 945	18 301 000	47,00
1901	25 522	18 541 000	72,71
1902	40 133	19 496 000	48,62
1903	66 086	23 672 000	35,82
1904	60 431	24 430 000	40,44

Das nachstehende Schaubild führt die Ausfuhr von Eisengießereiwaren im letzten Jahrzehnt vor Augen.

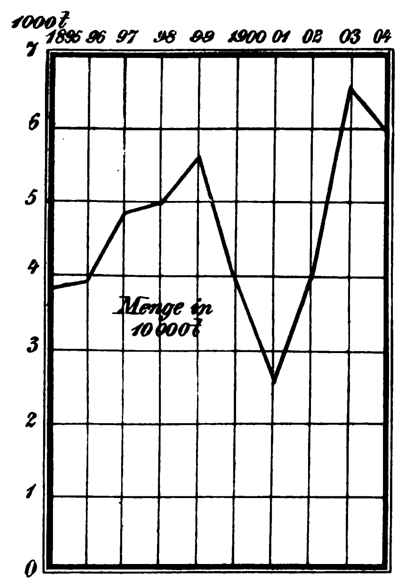


Abb. 83. Eisengießereiwaren-Ausfuhr des deutschen Zollgebietes 1895—1904.

Vereinigte Staaten von Amerika. Die Vereinigten Staaten von Amerika erzeugten 1902 noch 8795 t Gußwaren I. Schmelzung, in den beiden Jahren 1903 und 1904 wurde nicht mehr direkt aus dem Hochofen gegossen. Über die Gußwaren II. Schmelzung liegt eine Statistik nicht vor.

Die amerikanischen Eisengießereien zeichnen sich durch ausgedehnte Massenfabrikation aus; es gibt in Chicago zahlreiche Gießereien landwirtschaftlicher Maschinen von 250 bis 300 t Guß pro Tag, welche nur 2—3 Maschinentypen herstellen. Hierdurch erklärt sich die erhebliche Konkurrenzfähigkeit der Amerikaner nicht nur auf dem Weltmarkt, sondern auch in Deutschland. Wuchs doch die Ausfuhr von landwirtschaftlichen Maschinen Amerikas von 5413075 $ in 1895 auf 22749635 $ in 1904 an — eine Mahnung für uns, nach Möglichkeit in amerikanischem Sinne mit dem Ausbau und Betrieb der Eisengießereien vorzugehen.

Hinsichtlich der Selbstkosten des amerikanischen Maschinen- und Baugusses gibt die folgende Übersicht Auskunft:

Gußwarenselbstkosten in Amerika
(Eisenbahnräder, Maschinen- und Bauguß).

Ausgaben für Material zu 100 kg Gußwaren				Löhne	Diverses	Sa.	Anteil an Fehlgußstücken	Gesamtgewicht der Gußstücke
Eisen	Anderes Schmelzmaterial	Formmaterial	Kernmaterial					
ℳ	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ	%	t
4,50	0,34	0,06	0,11	3,91	0,39	9,31	2,1	10 000

Kanada. Die Einfuhr von Eisengußwaren wird in der kanadischen Handelsstatistik nicht besonders aufgeführt, dagegen liegen über die Ausfuhr nähere Angaben vor. Hiernach hatte die Ausfuhr von Eisengußwaren im Jahre 1893 einen Wert von 9148 $ und 1902 einen solchen von 109 558 $. Von den 1902 ausgeführten Gußwaren entfielen 45,5 % auf Deutschland, 16,2 % auf die Vereinigten Staaten und 15,1 % auf Großbritannien; im Jahre vorher wurden nach Deutschland nur 33,2 % der Gesamtgußwarenausfuhr verschifft, dagegen nach den Vereinigten Staaten 29,7 % und nach Großbritannien 21,4 %.

Großbritannien. Entsprechend seiner großen Gießereiroheisenproduktion verfügt Großbritannien auch über eine verbreitete Eisengießereiindustrie. Insbesondere in Schottland stehen bedeutende Röhrengießereien in Betrieb. Leider fehlt eine Produktionsstatistik. Die Ausfuhr an Gußwaren exklusive Röhren betrug 1903 61 332 t, und an Gußröhren und Rohrverbindungen wurde mehr als das doppelte Quantum ausgeführt.

Frankreich. In Frankreich wurden 1903 95 551 t Gußwaren I. Schmelzung hergestellt, welche sich auf die einzelnen Departements wie folgt verteilen:

Gußwaren I. Schmelzung in Frankreich 1903.

Departement	Menge in t	Wert in Frs.
Meurthe-et-Moselle . . .	74 139	7 617 306
Lot-et-Garonne	14 735	1 178 800
Haute-Marne	1 420	282 151
Allier.	1 493	242 000
Pas-de-Calais	3 715	304 630
Saône	41	5 125
Tarn	8	640
Summa	95 551	9 630 652 (pro t = 100,79)

Die Preise der direkt aus dem Hochofen gegossenen Gußwaren wechselten je nach der Art des verhütteten Brennstoffs; sie standen am niedrigsten bei Verwendung von Koks, und bei Benutzung von Holzkohle waren sie etwa 50 % höher.

Eisengußwaren II. Schmelzung wurden hauptsächlich in den Departements Nord, Ardennes und Meurthe-et-Moselle, sowie Haute-

Marne dargestellt. Die Gesamterzeugung an Gußwaren II. Schmelzung beträgt jährlich etwa 6—700 000 t.

Die Einfuhr von Gußwaren erfolgt größtenteils von Großbritannien, Deutschland und Belgien aus; im Jahre 1903 wurden insgesamt 13 669 t Gußwaren eingeführt. Die Ausfuhr belief sich auf 21 559 t, von denen 6519 t Algier als Bestimmungsland hatten, 5844 t Belgien, 1725 t Deutschland und 1278 t die Schweiz.

Belgien, Italien, Spanien. Die Einfuhr von Gußwaren nach Belgien belief sich 1904 auf 3668 t, denen eine Ausfuhr von 14 917 t gegenüberstand.

Italien stellte 1903 15 465 t Gußwaren her im Werte von 3 321 968 Lire gegen 12 695 t im Werte von 2 901 416 Lire im Vorjahre; die Produktion vermehrte sich somit um 21,8 %, während der Gesamtwert nur um 14,5 % stieg. Eingeführt wurden 2392 t Gußwaren von Großbritannien und 1918 t von Deutschland.

Spanien führte 1901 5626 t grobe Eisenwaren im Werte von 1 404 000 Pesetas ein, die hauptsächlich aus Frankreich, Großbritannien und Belgien stammten.

Österreich-Ungarn. In Österreich wurden 1903 6238 t Gußwaren im Werte von 613 145 Kr. direkt aus dem Hochofen gegossen, und zwar verteilte sich dieses Quantum auf vier Kronländer wie folgt:

Gußwaren I. Schmelzung in Österreich 1903.

	t	Kr.
Schlesien	3045	274 273
Salzburg	1349	192 580
Galizien	1675	143 921
Kärnten	170	2 371
Summa	6238	613 145

Die Gesamteinfuhr von Gußwaren nach Österreich-Ungarn betrug 1901 6486 t = 932 000 Kr., wovon 3612 t = 551 000 Kr. von Deutschland eingeführt wurden.

Rußland. Die Eisengießereiwaren-Erzeugung Rußlands betrug im Jahre 1903 64 743 t Gußwaren I. Schmelzung und 28 695 t

Gußwaren in Rußland 1903.

Distrikt	I. Schmelzung t	II. Schmelzung t
Nordrußland	16	13 208
Ural	39 108	44 402
Zentralrußland	20 558	36 176
Südrußland	4 130	91 326
Polen	931	23 583
Summa	64 743	208 695
	= 23,7 %	= 72,3 %

II. Schmelzung. In denjenigen Industriebezirken, welche hauptsächlich die Hochöfen mit Holzkohle betreiben, hat der direkte Hochofenguß einen erheblichen Anteil an der Gesamtgußwarendarstellung, z. B. im Ural 47 % und in Zentralrußland 36 %; insgesamt wurden 23,7 % der erzeugten Gußwaren direkt aus dem Hochofen gegossen. Die näheren Angaben sind in der vorstehenden Tabelle (siehe S. 270) zusammengestellt.

Schweden. Seit 1894 hat sich Schwedens Einfuhr an Gußröhren mehr als verdoppelt; sie belief sich 1903 auf 11 838 t gegen 5430 t in 1894. Der Wert der Röhreneinfuhr betrug 1903 10 250 000 Kr., eingeführt wurden in dem genannten Jahre hauptsächlich von Belgien 5218 t, von Großbritannien 4946 t, von Deutschland 650 t und von Dänemark 646 t.

Kapitel XIV.

Welthandel in schmiedbarem Eisen.

Deutschland. Die Erzeugung von schmiedbarem Eisen hat sich in Deutschland während der Jahre 1894—1903 in ähnlicher Weise entwickelt wie die deutsche Roheisenindustrie, wenn auch deren prozentuale Zunahmeziffer nicht ganz erreicht worden ist.

Die Schweißeisenwerke vermochten den Siegeslauf des Flußeisens nicht aufzuhalten und blieben nur noch in Spezialfällen lebensfähig. Während die Flußeisenwerke bei ihren Halbfabrikaten zum Verkauf eine Zunahme von 134 % und bei ihren Fertigfabrikaten eine Zunahme von 129 % in dem vergangenen Jahrzehnt aufwiesen, produzierten die Schweißeisenwerke in 1903 31 % weniger Halbfabrikate zum Verkauf und 22 % weniger Fertigfabrikate als in 1894. Die Beschränkung des Schweißeisens auf Spezialzwecke brachte eine stärkere Erhöhung des Wertes der Schweißeisenerzeugnisse mit sich, als sie die Flußeisenerzeugnisse zu verzeichnen hatten; insbesondere kommt dies bei den Fertigfabrikaten zum Ausdruck.

Die nachstehende Übersicht gibt ein Bild der Entwicklung des schmiedbaren Eisens in Deutschland von 1894—1903, soweit es auf die zum Verkauf hergestellten Fabrikate ankommt. Will man einen Überblick über die Gesamtproduktion von schmiedbarem Eisen erhalten, so muß man berücksichtigen, daß von den Halbfabrikaten nur die Ausfuhr (unter Berücksichtigung der Einfuhrziffer) den Fertigfabrikaten zuzurechnen ist, da der übrige Teil des verkauften Halbzeugs in den Ganzfabrikaten anderer Werke wiedererscheint.

Erzeugung von schmiedbarem Eisen in Deutschland.

A. Schweißeisen.

	1894	1903	Unterschied gegen 1894 %
I. Menge in t.			
1. Halbfabrikate zum Verkauf:			
a) Rohluppen und Rohschienen. . .	77 007	53 158	— 31
b) Zementstahl	—	5	—
2. Fertigfabrikate	1 061 807	824 524	— 22
II. Wert im ganzen in ℳ.			
1. Halbfabrikate zum Verkauf:			
a) Rohluppen und Rohschienen. . .	5 580 854	4 297 000	— 23
b) Zementstahl	—	2 000	—
2. Fertigfabrikate	123 833 707	113 290 000	— 8,5
III. Wert für 1 t in ℳ.			
1. Halbfabrikate zum Verkauf:			
a) Rohluppen und Rohschienen. . .	72,47	80,83	+ 10,5
b) Zementstahl	—	349,04	—
2. Fertigfabrikate	116,63	137,40	+ 18

B. Flußeisen.

	1894	1903	Unterschied gegen 1894 %
I. Menge in t.			
1. Halbfabrikate zum Verkauf:			
a) Blöcke (Ingots).	265 488	490 105	+ 85
b) Blooms, Knüppel, Platinen usw. .	763 423	1 921 403	+ 125
2. Fertigfabrikate	2 608 313	5 937 701	+ 129
II. Wert im ganzen in ℳ.			
1. Halbfabrikate zum Verkauf:			
a) Blöcke (Ingots).	18 243 211	36 224 000	+ 100
b) Blooms, Knüppel, Platinen usw. .	56 107 615	152 806 000	+ 172
2. Fertigfabrikate	312 150 231	746 243 000	+ 139
III. Wert für 1 t in ℳ.			
1. Halbfabrikate zum Verkauf:			
a) Blöcke (Ingots).	68,72	73,91	+ 7,5
b) Blooms, Knüppel, Platinen usw. .	73,11	79,53	+ 9
2. Fertigfabrikate	119,68	125,68	+ 5

Eine genaue Übersicht über die einzelnen Fertigfabrikate der Schweiß- und Flußeisenwerke im Jahre 1903 ist in der nachstehenden Tabelle nach Menge und Wert gegeben, zugleich sind zum Vergleich mit dem Jahre 1894 die entsprechenden Verhältniszahlen beigefügt.

Erzeugung an Walzwerks-Fertigfabrikaten in Deutschland 1903.

Fertigfabrikate	aus Schweißeisen			aus Flußeisen		
	Menge in t	Wert in ℳ	Produktionsunterschied gegen 1894 %	Menge in t	Wert in ℳ	Produktionsunterschied gegen 1894 %
Eisenbahnschienen und Schienenbefestigungsteile	26 989	2 819 000	+ 316	1 052 977	112 742 000	+ 85
Eiserne Bahnschwellen und Schwellenbefestigungsteile	79	13 000	− 61	271 528	28 530 000	+ 97
Rollendes Eisenbahnmaterial (Achsen, Räder, Radreifen)	3 972	855 000	− 63	144 029	30 803 000	+ 69
Handelseisen (Façon-, Bau- und Profileisen)	627 097	75 181 000	− 24	2 542 119	263 735 000	+ 190
Platten u. Bleche (außer Weißblech)	48 887	7 723 000	− 56	944 667	133 582 000	+ 166
Weißbleche	—	—	—	45 133	14 130 000	+ 44
Draht	24 218	3 303 000	− 58	653 124	75 558 000	+ 46
Röhren	61 496	14 357 000	− 168	38 083	11 797 000	+ 287
Kriegsmaterial (Geschütze, Geschosse)	—	—	—	18 592	21 905 000	+ 18
Andere verkäufliche Eisen- und Stahlsorten	31 786	9 039 000	− 1	227 450	53 460 000	+ 175
Summa	824 524	113 290 000	− 22	5 937 702	746 243 000	+ 129

Der Schwerpunkt der Schweißeisenindustrie liegt in den Provinzen Schlesien, Rheinland und Westfalen, welche 1903 zusammen 82 % des gesamten zum Verkauf hergestellten Schweißeisens erzeugten, und zwar Schlesien 29 %, Rheinland 27 % und Westfalen 26 %. An Flußeisen erzeugten die drei genannten Provinzen zusammen 76 % der gesamten Verkaufsproduktion; Rheinland steht hierbei aber mit 44 % weit an der Spitze, Westfalen ist mit 25 % beteiligt und Schlesien nur mit 7 %. Auf Elsaß-Lothringen entfiel ein größerer Anteil als auf Schlesien, nämlich 11,6 %, und auf Luxemburg 4,4 %, wie aus der nachfolgenden Statistik hervorgeht.

I. Schweißeisen.

	Rohluppen	Zementstahl	Fertige Schweißeisenfabrikate	
	t	t	t	ℳ
Westpreußen	—	—	1 647	336 000
Brandenburg	328	—	6 812	1 023 000
Schlesien	12 966	—	241 709	30 245 000
Hannover	21	—	4 683	565 000
Westfalen	22 410	—	207 478	26 311 000
Hessen-Nassau	203	—	14 694	2 196 000
Rheinland	3 172	—	235 841	36 382 000
Übriges Preußen	—	—	8 686	1 235 000
Summa	39 100	—	721 544	98 293 000
Bayern	410	—	36 443	4 502 000
Sachsen	—	5,2	20 595	3 156 000
Württemberg	—	—	2 878	542 000
Baden	—	—	863	185 000
Oldenburg	—	—	4 013	771 000
Elsaß-Lothringen	13 648	—	38 082	5 816 000
Übriges Deutschland	—	—	106	25 000
Summa Zollgebiet	53 158	5,2	824 524	113 290 000 (137,40 ℳ pro t)

II. Flußeisen.

	Blöcke (Ingots) t	Blooms, Knüppel, Platinen usw. t	Fertige Flußeisenfabrikate t	M
Schlesien	75 381	97 690	419 017	58 091 000
Sachsen	—	—	41 998	8 958 000
Hannover	22	7 213	261 111	30 377 000
Westfalen	84 775	388 252	1 642 618	218 934 000
Rheinland	249 284	778 263	2 639 673	332 426 000
Übriges Preußen	584	—	20 906	3 455 000
Summa	410 046	1 271 418	5 025 322	652 241 000
Bayern	432	8 364	139 409	15 225 000
Sachsen	11	13 837	130 589	18 768 000
Elsaß-Lothringen	63 583	406 568	497 934	44 595 000
Übriges Deutschland	559	410	8 749	2 173 000
Summa	474 631	1 700 597	5 802 003	733 002 000
Luxemburg	15 474	220 505	135 699	13 241 000
Summa Zollgebiet	490 105	1 921 402	5 937 702	746 243 000 (pro t 125,68 M)

An Rohstahl hat die deutsche Flußeisenindustrie im Jahre 1904 folgende Mengen erzeugt.

Rohstahlerzeugung in Deutschland 1904.

	Nach dem sauren Verfahren t	%	Nach dem basischen Verfahren t	%	Summa t
1. Rohblöcke					
a) im Konverter	423 742	7,1	5 525 429	92,9	5 949 171
b) im Martinofen	130 546	4,6	2 697 760	95,4	2 828 306
2. Stahlformguß	56 409	36,9	96 405	63,1	152 814
Summa	610 697 (6,8 %)		8 319 594 (93,2 %)		8 930 291 (100,0 %)

Es wurden demnach 66,6 % der Gesamtflußeisenproduktion in der Birne und 31,7 % im Herdofen hergestellt; 1,7 % waren Stahlformguß. In den letzten Jahren hat sich dieses Produktionsverhältnis zwischen dem sauren und dem basischen Verfahren der einzelnen Darstellungsmethoden fast gar nicht verändert.

Von den Hauptdistrikten hat Oberschlesien in 1904 neben 212 976 t Schweißeisen 692 025 t Flußeisen erzeugt; im Thomaskonverter wurden hiervon 269 033 t = 38,8 % Flußeisen hergestellt, in der Bessemerbirne 26 116 t = 4 %, im Siemens-Martinofen 392 186 t = 56,6 % und im Tiegelofen 2019 t = 0,3 %; der Rest 2671 t = 0,3 % war Stahlformguß. Die Walzwerke lieferten an gewalztem Fluß- und Schweißeisen 122 000 t Halbzeug und 623 508 t Fertigerzeugnisse, darunter 61 566 t Eisenbahnoberbaumaterialien, 74 704 t Grobbleche und 62 055 t Feinbleche. Der Geldwert der

Produktion betrug für den Stahlformguß 726 836 M, für Halbzeug (geschätzt) 10 980 000 M und für Fertigfabrikate 77 452 043 M, insgesamt also 89 158 879 M. Die Preise für oberschlesisches Handelseisen stellten sich wie folgt:

Handelseisenpreise in Oberschlesien.

	M		M
1894	107	1899	147
1895	105	1900	176
1896	120	1901	123
1897	128	1902	114
1898	123	1903	114

Im Siegerland betrug die gesamte Schweiß- und Flußeisenerzeugung in 1904 494 067 t im Werte von 49 685 790 M gegen 426 911 t im Werte von 44 807 695 M im Vorjahre. Die Erzeugung an Luppen ging in den letzten zehn Jahren um 75 % zurück, wohingegen die Produktion an Walzeisen im selben Zeitraum zunahm, desgleichen die von Flußeisenblech um 115 % und die von Ingots und Platinen um 161 % gegen 1898, in welchem Jahre letzterer Betriebszweig aufgenommen wurde. Insgesamt wuchs bei fast gleichbleibender Roheisenproduktion die Erzeugung von schmiedbarem Eisen um 161 % im letzten Jahrzehnt, wie die folgende Tabelle ergibt.

Schweiß- und Flußeisenerzeugung im Siegerland.

	1895	1904	
	t	t	M
Luppen und Luppenstäbe	21 911	5 584	561 994
Walzeisen	24 137	33 748	3 949 665
Flußeisenblech	85 532	183 533	23 743 361
Ingots und Platinen	—	187 966	15 133 326
Gesamtproduktion	189 484	494 067	49 685 790

Während Oberschlesien und Siegerland mehr für das Inland von Bedeutung sind, spielen Rheinland-Westfalen und das Minetterevier nicht zum wenigsten auch auf dem Weltmarkt eine Rolle. Die Flußeisenselbstkosten stellen sich im Minetterevier gemäß nachstehender Gegenüberstellung (siehe S. 277) durchschnittlich niedriger als in Rheinland-Westfalen.

Hinsichtlich der Frachtverhältnisse aber sind die weiterverarbeitenden Werke sowohl in Rheinland als in Westfalen besser gestellt als Lothringen, indem die Werke am Rhein ihre Fertigfabrikate ca. 4 M billiger nach den Seehäfen für den Export senden können als die lothringischen und Saarhüttenwerke, und indem die Werke in Westfalen z. B. von Dortmund nach Berlin für Fertigfabrikate eine um 8 M geringere Fracht haben als Burbach nach Berlin. Noch

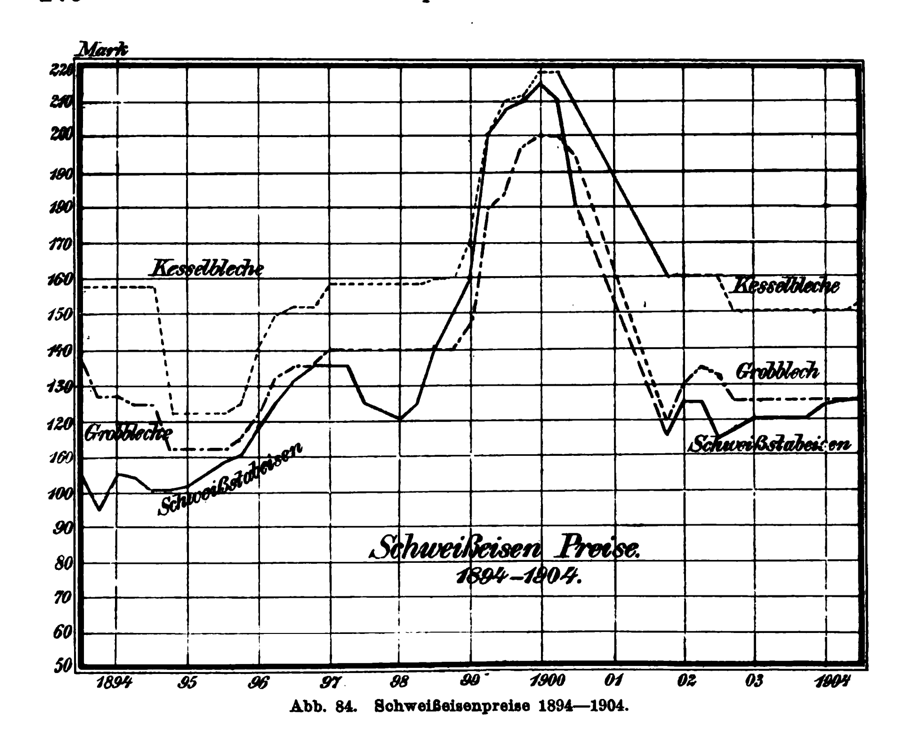


Abb. 84. Schweißeisenpreise 1894—1904.

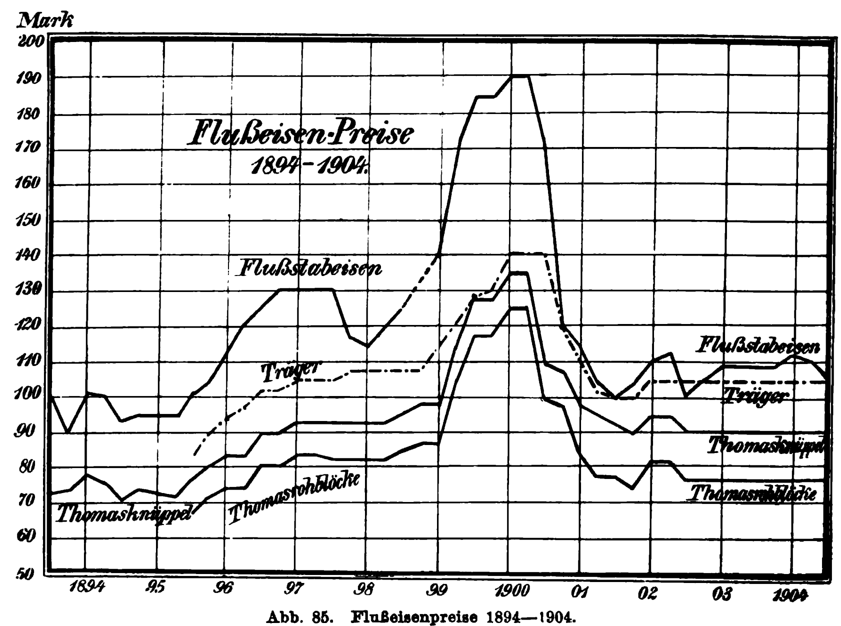


Abb. 85. Flußeisenpreise 1894—1904.

Flußeisenselbstkosten.

		Werk mit Gruben u. Kokereien, das mit einer Hitze arbeitet ℳ	Werk, das den Koks kauft und die Blooms wiedererhitzt ℳ
I. Im Minetterevier			
Thomasroheisen	ohne Generalia	36,00	40,60
Thomasrohblöcke	ohne Generalia	48,95	53,30
Vorgewalzte Blöcke	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	56,65	64,30
Knüppel	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	64,15	74,95
Walzeisen	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	69,20	80,35
Profileisen	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	70,20	81,35
Schienen	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	71,65	82,65
Bleche	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	91,85	102,65
II. In Rheinland-Westfalen			
		Ruhrort	Dortmund
Thomasroheisen	ohne Generalia u. Amortisation	38,15—46,80	40,50—46,35
Martinroheisen	ohne Generalia u. Amortisation	36,50—45,50	39,00—44,50
Thomasrohblöcke	ohne Generalia u. Amortisation	50,48—59,35	
Martinrohblöcke	ohne Generalia u. Amortisation	60,55—65,55	
Vorgewalzte Thomasblöcke	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	59,30—69,90	
Knüppel	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	65,90—77,25	
Walzeisen	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	70,65—82,75	
Profileisen	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	71,65—83,75	
Schienen	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	73,00—84,85	
Bleche	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	90,65—102,50	
Martinstabeisen	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	70,10—76,90	
Martinbleche	ohne Verzinsung des Anlagekapitals der Hütten und Kohlengruben	103,00—110,90	

schärfer wird letzteres Verhältnis, wenn der Rhein-Leinekanal ohne gleichzeitigen Ausbau von Mosel und Saar fertig wird. Der Mangel dieser Wasserstraßen zwingt Lothringen, einen wesentlichen Teil seiner Flußeisenerzeugung (ca. $^3/_4$ Millionen Tonnen) zum Schaden des deutschen Nationalvermögens unter Benutzung der gut ausgebildeten belgischen Wasserstraßen an die See zu transportieren; es kostet nämlich z. B. die Fracht für Façoneisen von Diedenhofen nach Coblenz, d. h. für eine Strecke von 183 km für 1 t 7,60 ℳ oder für 1 tkm 4,15 ₰, dagegen von Diedenhofen nach Antwerpen bei 302 km Entfernung für 1 t 6,60 ℳ oder für 1 tkm 2,18 ₰. Die Durchschnittshandelspreise für Schweißeisen und Flußeisen für die Jahre 1894—1904 sind in den gegenüberstehenden Diagrammen (Abb. 84 u. 85) dargestellt.

Was die Ein- und Ausfuhr von schmiedbarem Eisen anbelangt, so hat Deutschland im Jahre 1904 bei der Einfuhr von Halbfabrikaten eine Zunahme von 7407 t gegen das Vorjahr zu verzeichnen und bei der Ausfuhr einen Rückgang um 242 192 t oder 38 $^0/_0$. Das umstehende Schaubild (Abb. 86) der deutschen Halbzeugausfuhr im letzten Jahrzehnt läßt diese Abnahme des Jahres 1904 deutlich erkennen. Für die Hauptindustriestaaten stellt sich die Aus- und Einfuhr von Halbzeug vergleichsweise wie folgt.

Aus- und Einfuhr von Halbzeug der Hauptindustriestaaten.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland	395 990	— 242 192	9 556	+ 7 407
Frankreich	147 634	+ 3 490	2 087	— 336
Belgien	5 239	+ 1 192	182 314	+ 37 944
Großbritannien	4 256	— 8 750	522 706	+ 248 650
U. S. A.	314 324	+ 308 879	10 801	— 250 769

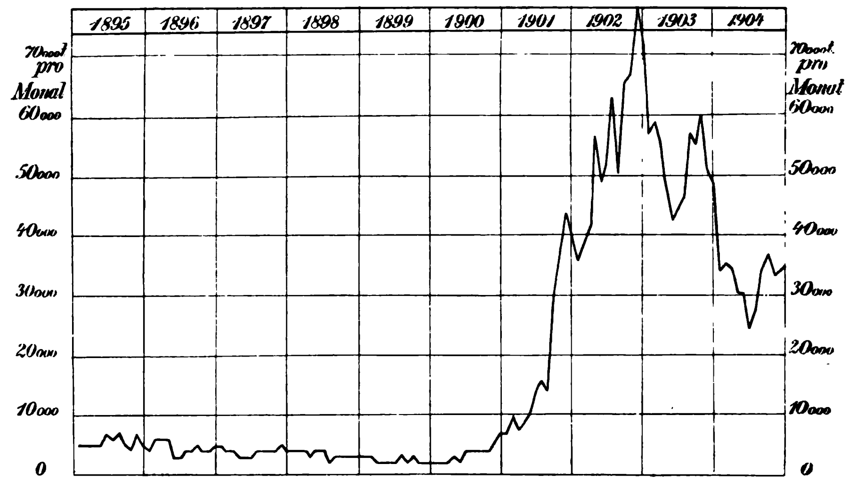


Abb. 86. Graphische Darstellung der deutschen Halbzeugausfuhr in den letzten 10 Jahren.

Der Rückgang der deutschen Halbzeugausfuhr beruht vorwiegend auf dem Ausfall nach England (— 176 000 t) und nach den Vereinigten Staaten (— 53 300 t); nach Frankreich und nach der Schweiz fand eine Zunahme der Ausfuhr statt. Die Hauptabsatzgebiete Deutschlands für Halbzeug sind aus der folgenden Statistik ersichtlich.

Deutschlands Absatzgebiete für Halbzeug.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Großbritannien	215 000	— 176 000
Belgien	92 300	— 12 400
Schweiz	26 400	+ 14 600
U. S. A.	18 600	— 53 300
Frankreich	18 500	+ 10 600
Italien	12 200	— 800
Niederlande	8 000	— 22 500
Gesamtausfuhr	396 000	— 242 000

Hinsichtlich der Aus- und Einfuhr der deutschen Fertigfabrikate fiel zunächst die Ausfuhr von Eisenbahnoberbaumaterial von 451 710 t in 1903 auf 287 578 t in 1904, d. h. um 36,3 %; die Einfuhr stieg gleichzeitig von 227 t auf 336 t. Die Ausfuhr von Eisenbahnschienen allein sank um 44,2 %, so daß Deutschland gemäß nachstehender Statistik, welche die Aus- und Einfuhr von Eisenbahnschienen der Hauptstaaten bringt, von seiner Stellung als zweitgrößtes Ausfuhrland für Schienen verdrängt wurde.

Aus- und Einfuhr von Schienen der Hauptindustriestaaten.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland	211 049	— 167 562	330	+ 110
Belgien	175 114	— 92 568	539	— 2 189
Frankreich	57 257	+ 8 392	—	— 186
Großbritannien	525 487	— 78 589	39 801	— 33 958
U. S. A.	416 250	+ 385 413	37 776	— 57 779

Aus nachstehender graphischen Darstellung ersieht man ferner die Schwankungen der deutschen Schienenausfuhr in den letzten Jahren.

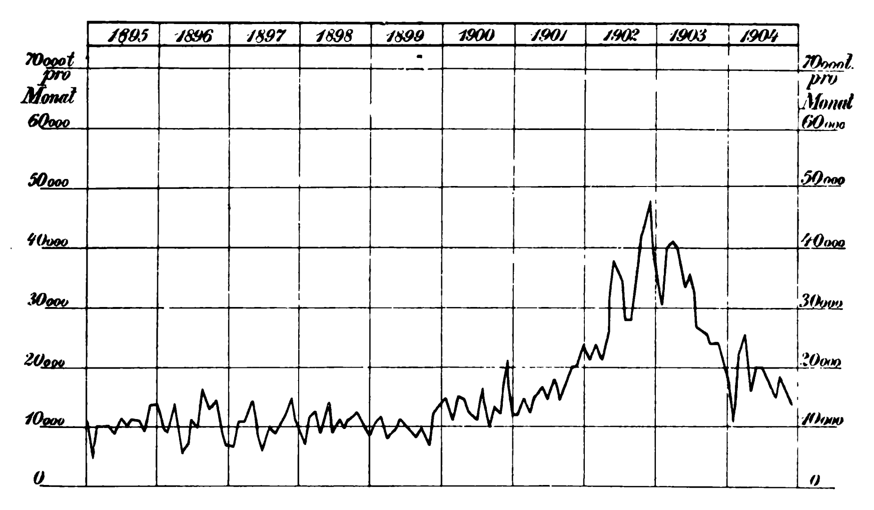


Abb. 87. Graphische Darstellung der deutschen Schienenausfuhr in den letzten 10 Jahren.

Die Verminderung in der deutschen Schienenausfuhr 1904 erstreckt sich gemäß der folgenden Übersicht hauptsächlich auf die Ausfuhr nach den Vereinigten Staaten (— 52 400 t), Großbritannien (— 41 000 t) und Kanada (— 29 110 t).

Deutschlands Hauptabsatzgebiete für Schienen.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t	Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
			Übertrag	175 200	— 101 200
Niederlande ..	30 800	— 6 300	U. S. A......	4 500	— 52 400
Großbritannien	28 000	— 41 000	Mexiko......	4 300	— 900
Schweiz......	17 100	+ 1 300	Chile........	3 400	— 600
Türkei.......	14 500	+ 8 700	Argentinien..	3 200	— 7 200
Niederländ.-Indien	14 400	+ 4 700	Spanien.....	2 700	— 1 300
Ägypten......	12 500	+ 8 300	Finnland....	2 400	± 0
Belgien......	9 700	— 5 700	Italien......	2 300	— 1 500
Dänemark....	9 300	+ 2 900	Deutsch-Südostafrika	2 000	+ 1 500
Japan........	8 100	— 9 300	Rumänien...	1 800	+ 500
Deutsch-Südwestafrika	7 400	+ 2 500	Australien...	1 800	± 0
Schweden....	7 300	— 4 600	Rußland....	1 200	— 300
Portugal.....	6 600	— 2 400	Kiautschau..	320	— 8 100
Britisch-Indien	5 300	— 1 000	China.......	200	— 2 100
Brasilien.....	4 700	— 2 400	Kanada.....	90	— 29 110
Südafrika.....	4 500	— 100	Kuba.......	50	— 1 700
Übertrag	175 200	— 101 200	Ges.-Ausf. ca.	211 000	— 168 000

Die Ausfuhr von deutschem Formeisen belief sich 1904 auf 373 248 t gegenüber 419 555 t im Vorjahre, entsprechend einer Abnahme von 46 307 t oder 11 %; die Einfuhr von Formeisen betrug 683 t gegen 396 t in 1903. Die Entwicklung der deutschen Formeisenausfuhr seit 1895 wird durch die graphische Darstellung auf Seite 282 (Abb. 88) veranschaulicht. Für die Hauptstaaten sind die Aus- und Einfuhrziffern in der folgenden Übersicht zusammengestellt, welche zeigt, daß Deutschland bei weitem an der Spitze der Formeisen ausführenden Länder steht.

Aus- und Einfuhr von Formeisen der Hauptindustriestaaten.

Land	Ausfuhr		Einfuhr	
	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland..............	373 248	— 46 307	683	+ 287
Belgien..................	61 111	— 3 450	1 184	— 4 384
Frankreich...............	7 486	— 4 712	320	— 108
Großbritannien...........	50 270	+ 50 270	122 954	— 22 375
U. S. A..................	55 514	+ 248 873	7 203	— 1 662

Von den Absatzgebieten für deutsches Formeisen waren insbesondere Großbritannien und Belgien in 1904 weniger aufnahmefähig als im Vorjahre, während die Schweiz, Schweden und Dänemark, sowie Japan und Argentinien einen erhöhten Bedarf zeigten. Die näheren Einzelheiten sind aus der nachstehenden Statistik über die Hauptabsatzgebiete ersichtlich.

Deutschlands Hauptabsatzgebiete für Formeisen.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Großbritannien	125 000	— 28 800
Schweiz	53 000	+ 9 000
Niederlande	45 500	— 3 500
Schweden	23 300	+ 2 400
Belgien	20 000	— 15 400
Italien	16 000	— 4 700
Dänemark	14 100	+ 5 650
Britisch-Indien	13 000	— 700
Argentinien	8 650	+ 1 400
Kanada	6 400	— 1 000
U. S. A.	5 200	— 5 800
Ägypten	3 950	— 600
Niederländisch-Indien	3 700	+ 1 000
Japan	2 800	+ 1 500
China	1 100	— 1 350
Südafrika	900	— 1 800
Kiautschau	220	— 930
Gesamtausfuhr ca.	373 000	— 46 300

Aus- und Einfuhr von Stabeisen der Hauptindustriestaaten.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland	298 542	— 50 377	26 066	— 63
Belgien	320 878	+ 43 373	16 318	+ 352
Frankreich	35 225	+ 10 015	10 803	— 1 637
Großbritannien	115 383	— 13 043	104 242	— 82 308
U. S. A.	29 582	+ 10 202	20 911	— 20 911

Deutschlands Hauptabsatzgebiete für Stabeisen.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Niederlande	46 700	+ 600
Großbritannien	35 400	— 7 900
Argentinien	30 500	+ 8 600
Britisch-Indien	24 700	— 17 200
Schweiz	21 200	+ 1 900
Dänemark	20 400	— 3 200
Belgien	16 600	— 4 800
Japan	15 900	— 7 900
Italien	11 100	— 2 500
Rumänien	9 400	+ 600
Rußland	8 800	— 2 300
Österreich-Ungarn	5 600	— 1 300
Norwegen	5 500	— 400
Türkei	4 700	± 0
Übertrag	256 500	— 59 200
Übertrag	256 500	— 59 200
Chile	4 100	+ 1 000
China	3 900	± 0
Frankreich	3 600	— 1 000
Portugal	2 900	+ 1 100
Brasilien	2 400	+ 300
Australien	2 400	+ 2 400
Schweden	1 800	— 1 100
Niederländ.-Indien	1 770	+ 80
Mexiko	1 600	+ 400
Finnland	1 300	+ 50
Spanien	1 300	+ 300
Ägypten	1 200	— 1 900
U. S. A.	1 000	— 1 500
Kanada	450	— 13 150
Ges.-Ausf. ca.	298 500	— 50 500

Auf dem Stabeisenweltmarkt hat Deutschland gemäß vorstehender Tabelle den 1903 innegehabten ersten Platz im vergangenen Jahre infolge Rückganges seiner Ausfuhr um 14 % an Belgien abgetreten.

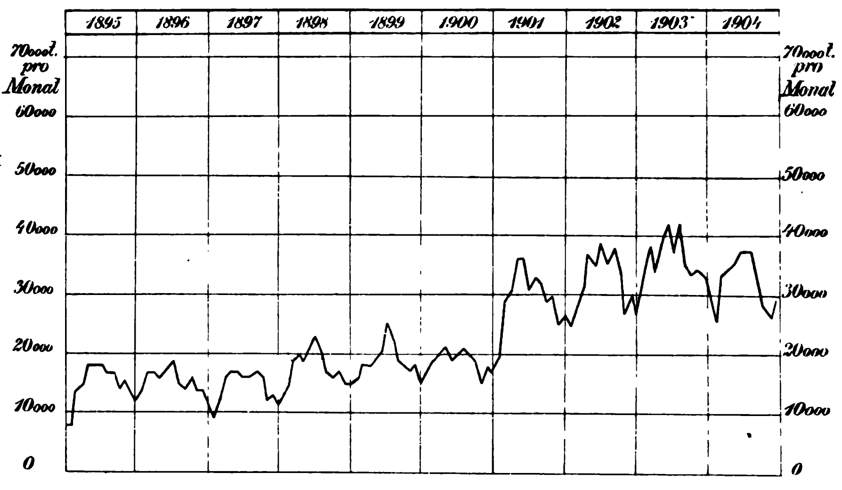


Abb. 88. Graphische Darstellung der deutschen Formeisenausfuhr in den letzten 10 Jahren.

Es verminderte sich die deutsche Stabeisenausfuhr von 348 929 t in 1903 auf 298 542 t in 1904, während die Einfuhr sich ungefähr

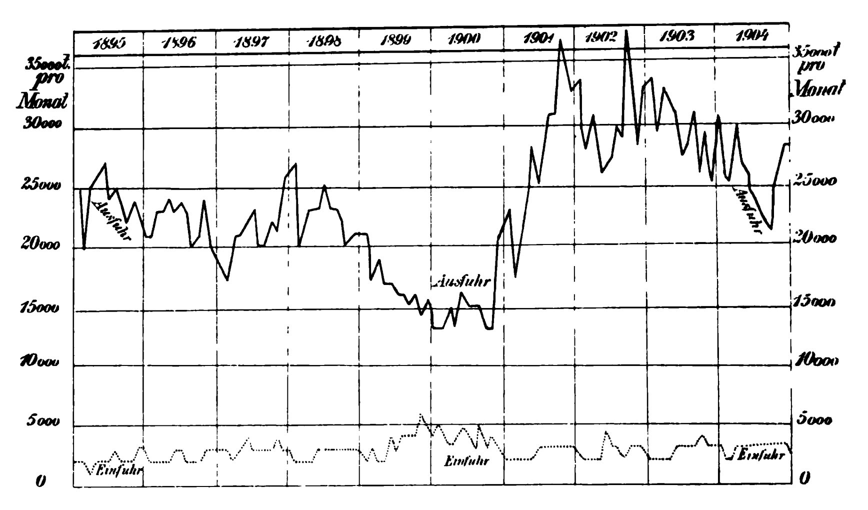


Abb. 89. Graphische Darstellung der deutschen Stabeisen-Aus- u. Einfuhr in den letzten 10 Jahren.

gleich blieb und 26 066 t betrug, wovon wie auch im Vorjahre der größte Teil aus Schweden (15 608 t) stammte. Die vorstehende graphische Darstellung der deutschen Stabeisen-Aus- und Einfuhr in

den letzten zehn Jahren führt das Auf und Nieder der Ausfuhrlinie und die nur wenig wechselnde Einfuhrlinie treffend vor Augen. Der Rückgang der deutschen Stabeisenausfuhr betrifft vor allem die Ausfuhr nach Britisch-Indien, Kanada, Großbritannien, Japan und Belgien. Die Hauptabsatzgebiete stellen sich des Näheren wie S. 281 zeigt.

Hinsichtlich der Ausfuhr von Eisendraht blieb Deutschland in der führenden Stellung unter den Hauptausfuhrländern; seine Ausfuhrziffer wuchs von 165 510 t in 1803 auf 169 741 t in 1904, d. h. um 2,5 %. Gemäß der folgenden vergleichenden Statistik hatte Deutschland ferner nächst Frankreich die geringste Eisendrahteinfuhr zu verzeichnen.

Aus- und Einfuhr von Eisendraht der Hauptindustriestaaten.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland	16 316	+ 4 230	582	+ 319
Belgien	2 580	+ 593	7 463	— 1 287
Frankreich	177	— 2 084	282	+ 39
Großbritannien	6 759	+ 1 076	2 570	+ 3 480
U. S. A.	12 197	+ 7 777	1 561	— 6 585

Die Schwankungen der deutschen Eisendrahtausfuhr während des letzten Jahrzehnts sind in dem folgenden Diagramm graphisch dargestellt, und ihre Hauptabsatzgebiete finden sich in der folgenden Übersicht, welche eine Abnahme vorwiegend bei Argentinien, Brasilien und Kanada, und eine Zunahme insbesondere bezüglich der Niederlande, Schweiz, Portugal und Japan zeigt.

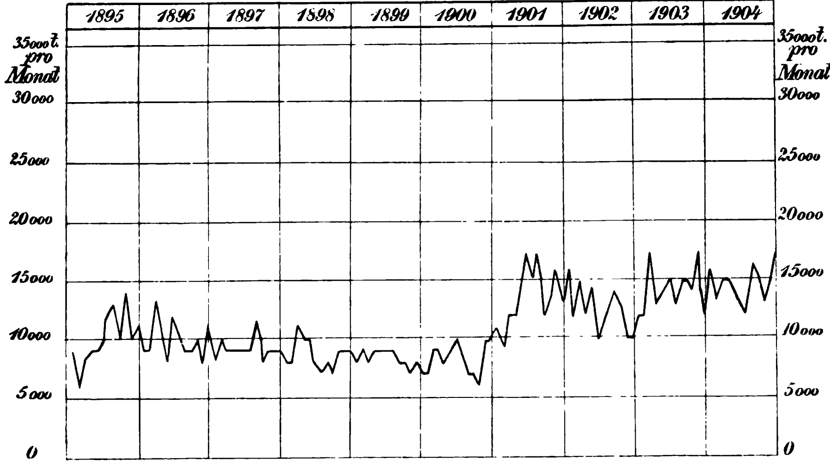


Abb. 90. Graphische Darstellung der deutschen Drahtausfuhr in den letzten 10 Jahren.

Deutschlands Hauptabsatzgebiete für Eisendraht.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Großbritannien	45 100	+ 900
Belgien	40 600	— 900
Niederlande	14 500	+ 4 000
Australien	7 050	± 0
Schweiz	6 600	+ 1 100
Portugal	5 500	+ 1 200
Rumänien	5 300	+ 600
Argentinien	4 500	— 2 200
Norwegen	4 400	+ 700
Brasilien	4 000	— 2 000
China	2 950	+ 800
Japan	2 600	+ 1 300
Mexiko	1 300	+ 700
Kanada	140	— 2 120
Gesamtausfuhr ca.	169 740	+ 4 230

Die deutsche Blechausfuhr hat in den letzten vier Jahren, abgesehen von monatlichen Schwankungen, sich im allgemeinen ungefähr auf derselben Höhe gehalten, die sie nach dem folgenden

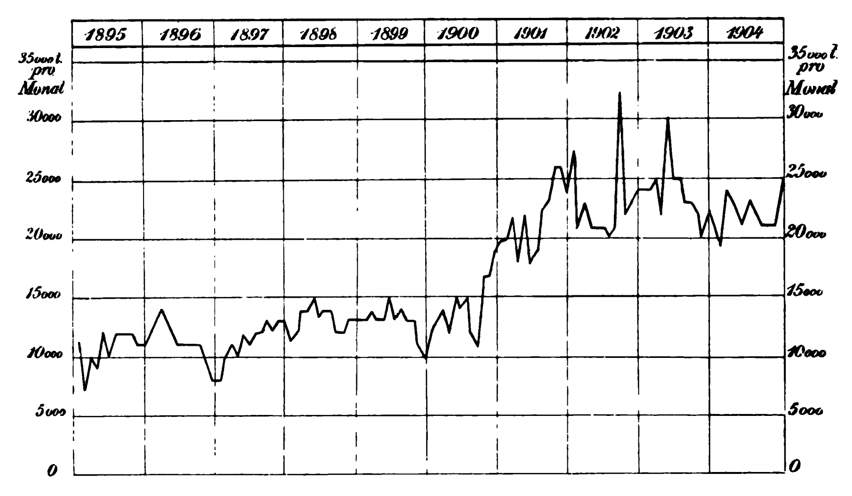


Abb. 91. Graphische Darstellung der deutschen Blechausfuhr in den letzten 10 Jahren.

Schaubilde im Jahre 1901 erreichte. Während aber im Jahre 1903 Deutschlands Blechausfuhr sich höher stellte als die der Hauptindustriestaaten zusammen, kam sie 1904 um rund 50 000 t in Rückstand, wie die folgende Zusammenstellung erkennen läßt.

Aus- und Einfuhr von Blechen der Hauptindustriestaaten.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland	256 186	— 22 748	1 165	— 73
Belgien	91 369	+ 6 978	12 696	— 4 828
Frankreich	2 683	— 1 111	3 398	+ 390
Großbritannien	152 692	— 9 030	68 457	— 3 471
U. S. A.	55 205	+ 37 111	4 165	— 7 392

Die Hauptabsatzgebiete für deutsche Bleche sind in der nachstehenden Tabelle aufgeführt; Belgien, Großbritannien und Britisch-Indien haben hiernach den Ausfall in 1904 hauptsächlich verursacht.

Deutschlands Hauptabsatzgebiete für Bleche.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Niederlande	68 400	+ 4 100
Großbritannien	32 800	— 8 600
Belgien	21 000	— 14 400
Britisch-Indien	19 800	— 6 100
Schweiz	17 900	+ 2 700
Dänemark	11 000	— 2 200
Japan	9 700	+ 5 100
Italien	9 200	+ 3 300
Schweden	6 300	+ 1 400
Argentinien	3 950	+ 900
Ägypten	1 950	— 500
China	1 200	— 850
U. S. A.	900	— 1 300
Kanada	70	— 2 510
Gesamtausfuhr ca.	256 000	— 23 000

An verzinkten Blechen hat Deutschland in 1904 16 829 t ausgeführt, denen eine Einfuhr von 1948 t gegenüberstand; im Vorjahre wurden 14 112 t aus- und 1395 t eingeführt. Der Absatz von verzinkten Blechen erfolgte 1904 in der Hauptsache nach der Schweiz (5204 t), nach Argentinien (2892 t), den Niederlanden (2296 t), Rumänien (964 t), Dänemark (680 t) und nach Belgien (532 t); gegen das Jahr 1903 zeigte Argentinien eine um 2295 t vermehrte Einfuhr.

Die Aus- und Einfuhr von verzinnten Blechen betrug 1904 147 t bzw. 18934 t und in 1903 177 t als Ausfuhr und 17080 t als Einfuhr.

Von besonderer Wichtigkeit erscheint endlich noch der Röhrenweltmarkt, auf dem Deutschland bisher noch einen überlegenen Konkurrenten in Großbritannien besitzt, wie die folgende Tabelle zeigt:

Aus- und Einfuhr von Röhren der Hauptindustriestaaten.

Land	Ausfuhr 1904 t	Ausfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t	Einfuhr 1904 t	Einfuhr Unterschied gegen das Vorjahr t
Deutschland	67 303	+ 802	13 262	+ 3 897
Frankreich	2 098	+ 371	2 800	+ 350
Großbritannien	171 501	— 4 942	nicht besonders aufgeführt	

Die Ausfuhr von deutschen Röhren hat nach untenstehender graphischer Darstellung in den letzten Jahren eine ständige Steigerung erfahren; sie verteilte sich für die Jahre 1904 und 1903 auf folgende Absatzgebiete:

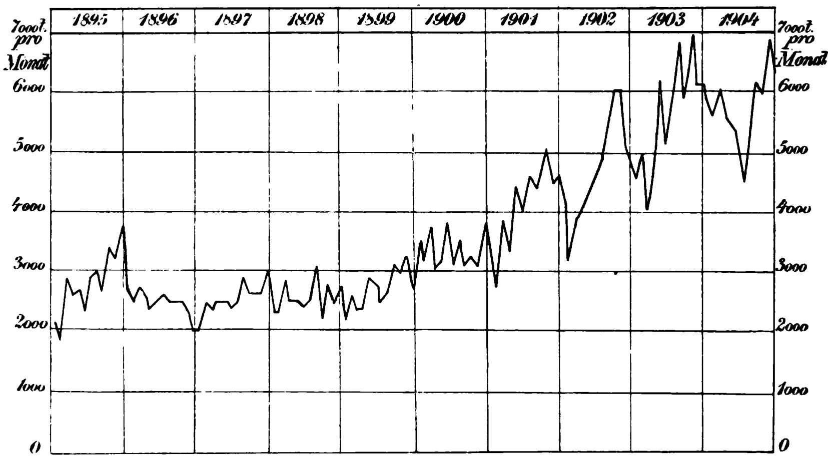


Abb. 92. Graphische Darstellung der deutschen Röhrenausfuhr in den letzten 10 Jahren.

Deutschlands Hauptabsatzgebiete für Röhren.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Niederlande	10 400	+ 1 700
Belgien	8 600	+ 200
Schweiz	6 200	— 700
Rumänien	5 600	+ 3 600
Italien	5 000	+ 900
Dänemark	3 600	— 800
Rußland	2 700	+ 550
Großbritannien	2 500	— 700
Mexiko	2 400	— 1 300
Schweden	2 250	— 570
Chile	1 500	— 2 100
Frankreich	1 400	± 0
Österreich-Ungarn	1 350	± 0
Brasilien	1 250	— 450
Argentinien	900	— 250
Gesamtausfuhr ca.	67 300	ca. + 800

Die Zollsätze Deutschlands für Fertigfabrikate aus schmiedbarem Eisen sind auf Seite 315 zusammengestellt.

Vereinigte Staaten von Amerika. Die Stahlerzeugung der Vereinigten Staaten betrug im Jahre 1904 insgesamt 14 081 645 t; hiervon waren 7 984 886 t = 56,7 % Bessemerstahl, 6 002 697 t = 42,6 % Herdofenstahl und der Rest mit 94 062 t = 0,7 % Tiegel- und anderer Stahl. Die Herdofenstahlproduktion hat sich seit 1894 um 652 % vermehrt, während die Bessemerstahlerzeugung im gleichen Zeitraum nur um 120 % anwuchs. Thomasstahl wurde seit 1897, in welchem Jahre die Troy Steel Co., N. Y., 70 000 t erblies, nicht mehr hergestellt. Die Gesamtmenge des Bessemerstahls setzte sich aus 99,8 % Blöcken und 0,2 % Formguß zusammen und die des Herdofenstahls aus 94,9 % Blöcken und 5,1 % Formguß. Von den Herdofenstahlblöcken entfielen auf den sauren Prozeß 10,3 % und auf den basischen 89,7 %, wohingegen beim Herdofenformguß das Verhältnis fast umgekehrt ist, indem nämlich 76,5 % nach dem sauren Verfahren und 23,5 % nach dem basischen dargestellt wurden. Die dritte Stahlgruppe lieferte 1904 87,3 % Blöcke und 12,7 % Formguß. Nach Gruppen geordnet verteilt sich die Gesamterzeugung auf die einzelnen Staaten wie folgt:

Rohstahlerzeugung
in den Vereinigten Staaten von Amerika 1904.

	Bessemerstahl t	Herdofenstahl t	Tiegel- usw. Stahl t	Summa t
Massachusetts, Rhode Island, Connecticut	495	195 901	3 237	199 633
Neuyork, Neujersey	366 053	165 986	19 052	551 091
Pennsylvania	3 464 650	4 306 498	63 949	7 835 097
Delaware, Maryland, West-Virginia, Virginia, Kentucky, Tennessee, Alabama	612 967	210 689	—	823 656
Ohio	2 050 115	480 906	—	2 531 021
Indiana, Illinois	1 257 190	445 767	4 513	1 707 470
Michigan, Wisconsin, Minnesota, Missouri, Kolorado, Oregon, Kalifornien	107 670	102 419	1 830	211 919
Summa 1904	7 859 140 l.-t	5 908 116 l.-t	92 581 l.-t	13 859 887 l.-t
"	7 984 886 m.-t	6 002 697 m.-t	94 062 m.-t	14 081 645 m.-t
Summa 1894	3 628 454 m.-t	797 495 m.-t	56 675 m.-t	4 482 624 m.-t

An Fertigfabrikaten wurden 1904 1 788 245 t = 85,4 % aus Flußeisen und 10 417 350 t = 14,6 % aus Schweißeisen hergestellt, insgesamt 12 205 595 t gegen 13 419 020 t im Vorjahre, entsprechend einer Abnahme von 9 %. An der Produktion der Schweißeisenwerke waren 27 Staaten beteiligt, an deren Spitze Pennsylvanien mit 48,6 % steht, alsdann folgen Ohio mit 10,7 %, Indiana mit 10,5 %, Illinois mit 5,8 % und Neuyork mit 5,2 %. Von den Flußeisen-Fertigfabrikaten lieferte Pennsylvanien 54,7 %, Ohio 12,8 %, Illinois 11,2 % und an vierter Stelle Neuyork 3,9 %. Der Anteil der übrigen Staaten an der Walzwerkserzeugung geht aus der nachstehenden Statistik hervor.

Walzwerkserzeugung in den Vereinigten Staaten von Amerika 1904.

Staat	Schweißeisen l.-t	Flußeisen l.-t	Summa l.-t
Maine und Massachusetts	13 690	144 395	158 085
Rhode Island und Connecticut	23 889	84 686	108 575
Neuyork	89 376	397 494	486 870
Neujersey	27 047	113 525	140 572
Pennsylvanien	855 453	5 606 228	6 461 681
Delaware	15 903	12 618	28 521
Maryland	2 800	283 753	286 553
Virginia	27 726	3 020	30 746
West-Virginia	9 536	286 403	295 938
Kentucky, Tenessee und Georgia	65 163	86 603	151 766
Alabama	38 058	156 991	195 049
Ohio	198 734	1 318 320	1 517 054
Indiana	184 155	225 584	409 739
Illinois	98 192	1 142 974	1 241 166
Michigan und Wisconsin	17 549	214 188	231 837
Kansas und Missouri	48 374	15 735	64 649
Kolorado und Wyoming	10 018	159 631	35 470
Washington, Oregon und Kalifornien	34 421	1 049	
Summa	1 760 084 l.-t	10 253 297 l.-t	12 013 381 l.-t
=	1 788 245 m.-t	10 417 350 m.-t	12 205 595 m.-t

Was die einzelnen Fertigfabrikate anbetrifft, so belief sich die Erzeugung an Bessemerschienen auf 2 172 165 t, an Martinschienen auf 148 217 t und an Schweißeisenschienen auf 885 t, insgesamt auf 2 321 267 t. Die Gesamtschienenerzeugung wurde in 26 Schienenwalzwerken (13 Staaten) gewalzt, von denen 4 (3 in Alabama und 1 in Tennessee) Martineisen verarbeiteten, während 22 Bessemerschienenwalzwerke vorhanden waren (5 in Pennsylvanien, je 3 in Maryland und Ohio, je 2 in Neuyork, Illinois und Westvirginia, sowie je 1 in Georgia, Wisconsin, Kansas, Kolorado und Wyoming).

An Konstruktionseisen, inkl. Träger-, Winkel-, T-, U-, Z-Eisen usw., wurden 1904 964 322 t hergestellt, d. h. 13,4 % weniger als im Vorjahre; an der Gesamtmenge war Pennsylvanien mit 83,7 %, Neujersey mit 4,3 % und Indiana mit 3,1 % beteiligt. Die Erzeugung an Walzdraht betrug 1904 1 726 212 t gegen 1 527 510 t, d. h. 13 % mehr als in 1903; der größte Produzent unter 12 Staaten war Pennsylvanien, dann folgten Illinois und Ohio und weiterhin Massachusetts. Drahtnägel lieferten 56 Werke, und zwar 540 993 t, entsprechend einer Zunahme von 23,8 % gegen 1903; die beteiligten Werke liegen hauptsächlich in Neuyork, Neujersey, Pennsylvanien und Ohio (64 %), sowie in Indiana und Illinois (25,5 %). Die Erzeugung von Grob- und Feinblechen zeigte 1904 eine Abnahme von 6,8 % gegen das Vorjahr und belief sich auf 2 460 140 t, welche in 14 Blechwalzwerken dargestellt

wurden; von der Gesamterzeugung entfielen 64,2 % auf Pennsylvanien gegen 68 % in 1903, 20,2 % auf Ohio (15,5 %), 4,5 % auf Westvirginia (2,1 %) und 3,7 % auf Illinois (5,7 %). Für die Fabrikation geschnittener Nägel wurden außerdem noch 62 287 t Bleche gewalzt, 31,5 % aus Schweißeisen und 68,5 % aus Flußeisen. Die nachstehende Statistik bringt eine Übersicht über die Erzeugungsmengen der einzelnen Fertigfabrikate.

Fertigfabrikate in den Vereinigten Staaten von Amerika 1904.

Sorte	Aus Schweißeisen t	Aus Flußeisen t	Summa t
Schienen	885	2 320 382	2 321 267
Konstruktionseisen	8 147	956 185	964 332
Grob- und Feinbleche	68 796	2 391 344	2 460 140
Bleche für geschnittene Nägel	19 730	42 857	62 587
Walzdraht	1 185	1 725 027	1 726 212
Stab- und Bandeisen, Rohrstreifen und alle anderen Fertigfabrikate	1 689 502	2 981 555	4 671 057
Summa	1 788 245	10 417 350	12 205 595

Die United States Steel Corporation war 1904 und 1903 an der Gesamterzeugung von Walzwerksfabrikaten mit folgenden Prozentsätzen beteiligt; der Vollständigkeit halber sind auch die Anteilziffern an den Rohmaterialmengen beigefügt.

Anteil der United States Steel Corporation an der Gesamterzeugung.

	1904	1903
Bessemerstahlschienen	57,2	65,6
Konstruktionseisen	55,1	60,3
Grob- und Feinbleche	58,0	59,9
Walzdraht	71,3	73,1
Stab- und Bandeisen, Rohrstreifen und andere Fertigfabrikate	28,6	29,8
Drahtnägel	67,0	70,6
Bessemerstahlblöcke und Formguß	69,0	72,0
Martinstahlblöcke und Formguß	50,4	51,0
Roheisen inkl. Ferromangan	44,6	40,4
Koks	36,6	34,2
Eisenerze	38,8	43,8

Die Aus- und Einfuhr der Hauptwalzwerkserzeugnisse Amerikas für 1904 ergibt sich aus der Tabelle auf S. 290.

Die Ausfuhr von Eisenbahnschienen hat sich erst 1904 besonders entwickelt, da 1903 nur 30 837 t ausgeführt wurden. An der erheblichen Zunahme des Jahres 1904 waren Asien und Australien,

Aus- und Einfuhr von Walzwerkserzeugnissen in den Vereinigten Staaten von Amerika 1904.

Sorte	Ausfuhr t	Einfuhr t
Halbzeug	314 324	10 801
Schienen	416 250	37 776
Formeisen	55 514	7 203
Stabeisen	29 582	20 911
Bleche	55 205	4 165

Japan, Südamerika und Mexiko am meisten beteiligt, wie die folgende Übersicht des Näheren ergibt:

Amerikas Hauptabsatzgebiete für Schienen

Land	1904 t	Unterschied gegen 1903 t
Asien (exkl. Japan) und Australien	72 746	+ 70 946
Japan	28 992	+ 27 992
Südamerika	28 347	+ 27 569
Mexiko	23 871	+ 21 717
Britisch-Nordamerika	21 801	+ 552
Europa	17 581	+ 16 511
Westindien und Bermuda	15 557	+ 14 181
Zentralamerika und Britisch-Honduras	7 840	+ 6 611
Britisch-Afrika	1 355	+ 1 355
Übriges Afrika	1 755	+ 1 755
Summa ca.	416 250	+ 385 413

Die Schienenpreise haben sich seit 1902 auf gleicher Höhe gehalten; die Preisbewegungen in den letzten zehn Jahren sind aus der nachfolgenden Zusammenstellung ersichtlich, welche zugleich auch die Schwankungen der Preise für Stahlknüppel, Stabeisen, Winkeleisen, Bleche und Drahtnägel vor Augen führt.

Preise für Walzwerkserzeugnisse in den Vereinigten Staaten von Amerika.

Jahr	Stahlknüppel (Pittsburg) $	Qualitätsstabeisen (Philadelphia) $	Bessemerschienen (Pennsylvanien) $	Winkelträger (Chicago) $	Drahtnägel (Chicago) $	Grobbleche (Chicago) $
1895	18,48	32,29	24,33	1,51	1,69	32,60
1896	18,83	31,36	28,00	1,40	2,54	28,60
1897	15,08	29,40	18,75	1,19	1,46	23,60
1898	15,31	28,65	17,62	1,29	1,45	23,29
1899	31,12	46,29	28,12	1,98	2,60	50,12
1900	25,06	44,00	32,29	2,00	2,76	35,44
1901	24,13	41,16	27,33	1,70	2,41	33,98
1902	30,57	47,79	28,00	1,75	2,15	39,52
1903	27,91	44,83	28,00	1,75	2,13	36,06
1904	22,18	38,49	28,00	1,70	1,96	33,37

Die Schutzzölle der Vereinigten Staaten auf Eisenerzeugnisse sind auf S. 321 zusammengestellt.

Belgien. Die belgischen Hütten stellten 1904 360 520 t Schweißeisen, 1 073 000 t Flußeisenblöcke und 1 069 880 t Flußeisenfabrikate her; diese Produktionsziffern entsprechen beim Schweißeisen einer Verminderung um 8,8 % gegen das Jahr 1903 und bei den Flußeisenfabrikaten einer Vermehrung um 17 %. Auf die einzelnen Provinzen verteilt sich die Erzeugung wie folgt:

Erzeugung an schmiedbarem Eisen in Belgien 1904.

Provinz	Schweißeisen t	Flußeisen Blöcke t	Flußeisen Fabrikate t
Hainaut.	272 390	475 400	459 920
Liége.	78 640	604 010	588 220
Namur und Luxemburg	180	190	160
Andere Provinzen . .	10 100	2 000	10 530
Summa	360 520	1 073 000	1 069 880

Die Hauptmengen der Schweißeisenfabrikate bestehen aus Handelseisen, und zwar in 1903 deren 70 %; an Grobblechen und Flacheisen wurden im genannten Jahre 8,5 % der Gesamtschweißeisenerzeugung hergestellt, an Profileisen 8,4 % und an Feinblechen 6 %. Von den Flußeisenfabrikaten des Jahres 1903 entfielen auf Schienen und Eisenbahnoberbaumaterial 38 %, auf Handelseisen 19 %, auf Träger 13 %, Profileisen 9,3 %, auf Grobbleche 8,8 % und auf Feinbleche 5,6 %.

Die Preise der Walzwerkserzeugnisse sind seit dem Jahre 1900 ständig gefallen; am stärksten sanken nach nachstehender Tabelle die Preise für Flußeisenbleche und am geringsten die Preise für Schweißeisenbleche.

Preise der Walzwerkserzeugnisse in Belgien.

	1900 Frcs.	1901 Frcs.	1902 Frcs.	1903 Frcs.	Unterschied gegen 1900 %
Flußeisenfabrikate					
Schienen . .	151,14	128.53	115,11	111,33	— 26,3
Bandeisen . .	260,73	219,14	199,14	179,50	— 31,0
Grobbleche .	220,29	160,34	147,15	141,56	— 35,8
Feinbleche. .	250,26	211,43	193,79	185,07	— 26,1
Schweißeisenfabrikate					
Handelseisen.	188,44	138,62	129,96	127,48	— 32,3
Profileisen . .	205,58	157,55	147,13	141,40	— 31,1
Grobbleche .	206,50	153,16	141,70	141,28	— 31,6
Feinbleche .	229,86	189,27	175,59	170,38	— 25,9

Belgien ist zum nicht geringen Teil auf die Einfuhr von Halbzeug angewiesen. Im Jahre 1904 betrug die Gesamteinfuhr von Halbzeug 182 314 t gegen 144 370 t in 1903, entsprechend einer Zunahme von 26,3 %. An der Einfuhr war Deutschland mit 47 %, Luxemburg mit 4,7 % und Frankreich mit 45,5 % beteiligt, wie aus der folgenden Übersicht hervorgeht.

Belgiens Einfuhr von Halbzeug 1904.

	Rohstahl t	Brammen und Blooms t	Knüppel und Platinen t	Summa Halbzeug t
aus Deutschland .	6 706	63 167	15 821	85 695
„ Luxemburg .	6 004	2 277	212	8 493
„ Frankreich. .	3 666	77 646	5 676	86 987
„ Schweden . .	333	—	792	1 125
Summa	16 720	143 090	22 503	182 314

Die Halbzeugeinfuhr seitens Deutschlands und Luxemburgs ist im Jahre 1904 erheblich zurückgegangen, dagegen die Einfuhr aus Frankreich um mehr als die Hälfte gestiegen. Ausgeführt wurden von Belgien in 1904 5 239 t Halbzeug, welche mehr als zur Hälfte nach Großbritannien gingen.

Der Gesamtaußenhandel Belgiens in schmiedbarem Eisen findet sich in der nachstehenden Übersicht zusammengestellt.

Belgiens Aus- und Einfuhr von schmiedbarem Eisen 1904.

Sorte	Ausfuhr t	Einfuhr t
Halbzeug	5 239	182 314
Schienen	175 114	539
Formeisen . . .	61 111	1 184
Stabeisen	320 878	16 318
Eisendraht	13 772	37 783
Bleche	91 369	12 696

Die Schienenausfuhr Belgiens hatte 1904 gegenüber dem Vorjahre eine Abnahme von 93 000 t zu verzeichnen, welche hauptsächlich durch die verminderte Ausfuhr nach Kanada, den Vereinigten Staaten, Mexiko, China und Großbritannien hervorgerufen wurde; eine Zunahme der Ausfuhr fand vorwiegend nach Argentinien, Brasilien, Norwegen und Britisch-Indien statt. Die Hauptabsatzgebiete für belgische Schienen sind aus der nachstehenden Tabelle ersichtlich.

Belgiens Hauptabsatzgebiete für Schienen.

Land	1904 t	Unterschied gegen 1903 t
Argentinien	31 600	+ 26 200
Brasilien	23 600	+ 8 800
Großbritannien	17 700	— 12 200
Niederlande	15 000	+ 1 300
Italien	11 300	+ 1 600
Schweden	11 200	+ 400
Mexiko	9 200	— 25 400
Norwegen	6 800	+ 4 850
Britisch-Indien	4 700	+ 3 100
Kanada	4 400	— 31 600
U. S. A.	4 300	— 31 400
Spanien	2 800	+ 200
China	2 500	— 14 500
Ägypten	2 400	— 2 500
Kongo	1 450	— 330
Deutschland	1 350	— 300
Chile	1 100	— 1 300
Japan	1 060	— 1 640
Türkei	1 000	— 3 200
Gesamtausfuhr ca.	174 000	— 93 000

Die Ausfuhr von Formeisen hat im Jahre 1904 gegenüber dem Vorjahre nur einen geringen Rückgang erlitten, wenn auch bei den einzelnen Absatzgebieten gemäß nachstehender Übersicht eine mehr oder minder große Verschiebung eintrat.

Belgiens Hauptabsatzgebiete für Formeisen.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Großbritannien	26 500	— 5200
Niederlande	6 700	+ 3300
Argentinien	4 800	+ 3100
Türkei	3 800	+ 700
Britisch-Indien	3 300	— 2300
Ägypten	2 700	+ 700
Mexiko	1 360	+ 30
Kanada	880	+ 20
U. S. A.	750	— 2350
Gesamtausfuhr ca.	61 100	— 3500

Im Gegensatz zu der Schienen- und Formeisenausfuhr hat die Ausfuhr von Stabeisen in 1904 sich um 43 000 t = 15,5 % gegen 1903 vermehrt, obwohl Großbritannien und die Vereinigten Staaten fast 20 000 t Stabeisen weniger empfingen. Britisch-Indien, Argentinien, Japan und die Türkei glichen diesen Verlust mehr als doppelt aus, wie die folgende Zusammenstellung zeigt.

Belgiens Hauptabsatzgebiete für Stabeisen.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Britisch-Indien	57 300	+ 14 600
Großbritannien	37 500	— 10 100
Argentinien	33 850	+ 13 800
China	32 800	+ 1 400
Niederlande	28 700	+ 2 400
Japan	22 200	+ 9 900
Türkei	20 800	+ 9 800
Portugal	16 600	+ 5 100
Ägypten	14 300	+ 6 100
Chile	6 820	— 150
Britisch-Ostindien . . .	6 200	+ 1 900
Frankreich	5 000	— 1 300
Australien	4 800	+ 1 650
Brasilien	4 700	+ 1 600
Rumänien	1 430	— 330
U. S. A.	1 300	— 9 300
Mexiko	850	— 450
Gesamtausfuhr ca.	321 000	+ 43 000

An Eisendraht führte Belgien 1904 nur 600 t mehr aus als im Vorjahre, und zwar im besonderen 5100 t nach Großbritannien, 2100 t nach Argentinien, 1600 t nach Portugal und 570 t nach den Niederlanden; bei den beiden erstgenannten Ländern fand eine erhöhte Ausfuhr statt und bei den beiden letztgenannten eine verminderte.

Wichtiger erscheint der Außenhandel Belgiens in Blechen, der 1904 mit einer Zunahme von 7000 t abschloß; die nachstehende Tabelle führt dies des Näheren vor Augen.

Belgiens Hauptabsatzgebiete für Bleche.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Großbritannien	23 100	+ 1600
Niederlande	10 000	+ 1500
Britisch-Indien	7 200	— 600
China	6 150	— 600
Japan	5 900	+ 2100
Türkei	4 500	+ 1000
Argentinien	4 500	+ 1100
Italien	2 600	+ 1450
Gesamtausfuhr ca.	91 400	+ 7000

Belgiens Zölle auf Eisenerzeugnisse sind auf S. 317 zusammengestellt.

Frankreich. Im Jahre 1904 stellte sich die Erzeugung von Stahlblöcken in Frankreich auf 2 080 354 t, entsprechend einer Zunahme von 13 % gegen das Vorjahr. Von der Gesamterzeugung waren 1 334 798 t = 64,2 % in der Birne und 745 556 t = 35,8 % im

Martinofen dargestellt. Der Schwerpunkt der Konverterstahlerzeugung liegt in dem Departement Meurthe-et-Moselle mit 952 054 t = 71,3 %, sodann kommen die Departements Nord mit 188 780 t = 14,1 %, Saône-et-Loire mit 66 962 t = 5,0 % und Pas-de-Calais mit 48 921 t = 3,7 % in Betracht. Als Hauptbezirke für die Martinstahlerzeugung gelten die Departements Nord mit 157 727 t = 21,1 %, Saône-et-Loire mit 85 956 t = 11,5 %, Loire mit 84 863 t = 11,4 %, Ardennes mit 60 291 t = 8,1 %, Allier mit 45 063 t und Loire inférieure mit 44 732 t = 6 %; auf das Departement Meurthe-et-Moselle entfallen nur 28 037 t Martinstahl (3,8 %). Die Stahlwerke im Departement Meurthe-et-Moselle betreiben einen ausgedehnten Handel mit Blöcken und Halbfabrikaten, während die anderen Departements ihre Blockerzeugung nicht selbst verarbeiten; im Jahre 1903 versandte Meurthe-et-Moselle 42 % der eigenen Erzeugung.

Schweißeisenwerke finden sich vorwiegend im Departement Nord, das 42 % der Gesamtschweißeisenerzeugung lieferte, alsdann folgen die Departements Ardennes mit 14,7 %, Haute-Marne mit 9,7 % und Saône-et-Loire mit 5,3 %, die übrigen sind alle jeweilig mit unter 4 % beteiligt.

An Walzwerkserzeugnissen wurden 1904 von den Schweißeisenwerken 554 632 t (27,2 %) und von den Flußeisenwerken 1 482 708 t (72,8 %) dargestellt, insgesamt 2 037 340 t. Nach Sorten geordnet verteilt sich die Gesamterzeugung auf die einzelnen Departements wie folgt:

Erzeugung an schmiedbarem Eisen in Frankreich.

Schweißeisen.

Departements	Façoneisen t	Bleche t	Summa t
Nord	218 519	14 234	232 753
Ardennes	74 709	6 915	81 624
Haute-Marne	40 143	1 057	53 762
Saône-et Loire	28 245	1 178	29 432
Haute-Savoie	20 384	—	20 384
Übrige Departements	138 700	10 548	136 686
Summa	520 700	33 932	554 632

Flußeisen.

Departements	Schienen t	Handelsstahl t	Bleche t	Summa t
Meurthe-et-Moselle	109 363	316 666	33 402	459 431
Nord	42 569	202 370	76 508	321 448
Saône-et-Loire	2 077	67 186	51 718	120 981
Loire	—	50 375	22 746	73 121
Ardennes	—	29 455	25 887	55 342
Übrige Departements	92 330	270 941	89 114	452 385
Summa	246 339	936 993	299 375	1 482 708

Für das Jahr 1903 stellten sich die Preise für Handels- und Façoneisen der Puddelwerke auf 160 Frs. pro t und für Bleche auf 186 Frs.; die Preise der Konverterstahlwerke betrugen für Schienen 146 Frs., für Handelsstahl 160 Frs. und für Bleche 215 Frs., die der Martinstahlwerke für Schienen 158 Frs., für Handelsstahl 228 Frs. und für Bleche 289 Frs.

Der Außenhandel Frankreichs in Walzwerkserzeugnissen hat im Jahre 1904 eine erhebliche Veränderung erfahren gegen das Vorjahr. Die Einfuhr stieg von 37 729 t in 1903 auf 84 410 t, d. h. um 124 %, und die Ausfuhr desgleichen von 238 780 t auf 269 392 t, d. h. um 12,8 %. Im besonderen stellt sich die Ein- und Ausfuhr von schmiedbarem Eisen wie folgt.

Aus- und Einfuhr von schmiedbarem Eisen in Frankreich 1904.

Sorte	Ausfuhr t	Einfuhr t
Halbzeug	147 634	2 087
Schienen	57 257	104
Formeisen	7 486	320
Stabeisen	35 225	10 803
Eisendraht	2 540	3 454
Bleche	2 683	3 398
Röhren	2 098	2 800

Die Halbzeugausfuhr Frankreichs, welche 1902 noch 23 881 t ausmachte, stieg im Jahre darauf auf 144 144 t, d. h. um mehr als 320 %, eine Steigerung, die hauptsächlich durch die erhöhte Aufnahme seitens Belgiens bewirkt wurde, wie die nachstehende Tabelle ergibt.

Frankreichs Hauptabsatzgebiete für Halbzeug.

Land	1903 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Belgien	102 996	+ 79 115
Großbritannien	20 946	+ 1 102
Schweiz	10 578	+ 6 122
Französisch-Hinterindien	2 702	+ 369
Tunis	1 756	+ 672
Deutschland	576	— 214
Madagaskar	284	+ 284
Spanien	254	— 64
Italien	221	— 49
Gesamtausfuhr	144 144	+ 86 424

Im Gegensatz zur Halbzeugausfuhr zeigt die Schienenausfuhr des Jahres 1904 gegen 1902 noch immer einen Ausfall, wenn auch gegen 1903 eine Zunahme von 17 % eingetreten ist. Nachstehend die Hauptabsatzgebiete für französische Schienen.

Frankreichs Hauptabsatzgebiete für Schienen.

Land	1903 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Argentinien	11 361	+ 11 361
Französisch-Hinterindien	9 934	— 19 803
Algier	8 750	+ 1 019
Schweiz	6 090	+ 4 774
Französisch-Westafrika	4 431	— 1 155
Tunis	2 881	+ 1 370
Madagaskar	1 474	— 3 159
Italien	1 455	— 396
Belgien	644	— 3 853
Reunion	575	+ 575
Senegal	471	— 4 315
Andere Kolonien	321	— 845
Spanien	80	— 136
Gesamtausfuhr	48 867	— 14 277

Frankreichs Zollsätze für 100 kg Fertigfabrikate aus schmiedbarem Eisen sind auf S. 319 zusammengestellt.

Großbritannien. Die britische Rohstahlerzeugung stellte sich in 1904 auf 5 026 879 t gegen 5 034 101 t in 1903. Die Produktionsziffer von Martinstahl wuchs von 3 124 083 t in 1903 auf 3 245 346 t an, dagegen fiel die Konverterstahlproduktion von 1 910 018 t auf 1 781 533 t. In der Erzeugung von Konverterstahl steht Südwales an der Spitze der Stahlwerksbezirke mit 23,7 % der Gesamtproduktion, an zweiter Stelle folgt Westcumberland mit 23,3 % und erst an dritter Stelle der größte Roheisenbezirk, Cleveland, mit 17,7 %, der fast vom Sheffielder Distrikt mit 16,5 % erreicht wird. Von der gesamten Konverterstahlmenge des Jahres 1904 waren 63,4 % nach dem Bessemerverfahren und 36,6 % nach dem Thomasverfahren hergestellt; gegen 1903 ergibt sich eine Zunahme von 10 % beim Thomasstahl und eine Abnahme von 14 % beim Bessemerstahl. Die Hauptbessemerstahlerzeugung entfällt auf Südwales, die Hauptthomasstahlerzeugung auf Cleveland; Cumberland und Lancashire blasen nur nach dem Bessemerverfahren und Staffordshire, sowie Schottland nur in der Thomasbirne. Auf die einzelnen Distrikte verteilt sich der erzeugte Thomas- und Bessemerstahl wie folgt.

Konverterstahlerzeugung in Großbritannien 1904.

Distrikt	Thomasstahl		Bessemerstahl		Summa Konverterstahl	
	t	%	t	%	t	%
Südwales	84 390	12,9	337 687	30,0	422 077	23,7
Cumberland	—	—	414 283	36,6	414 283	23,3
Cleveland	304 817	46,8	10 449	0,9	315 266	17,7
Sheffield und Leeds	79 851	12,2	214 313	19,0	294 164	16,5
Schottland u. Staffordshire	183 251	28,1	—	—	183 251	10,3
Lancashire und Cumberland	—	—	152 492	13,5	152 492	8,5
Summa	652 309	100,0	1 129 224	100,0	1 781 533	100,0

Die Martinstahlerzeugung Großbritanniens hat in 1904 mit insgesamt 3 245 346 t das Ergebnis der beiden Vorjahre überholt und fast die bisher höchste Produktionsziffer von 1901 in Höhe von 3 290 791 t wieder erreicht. Die größte Zunahme hatte Schottland zu verzeichnen, dessen Martinstahlproduktion um 187 155 t = 20 % gegenüber 1903 anwuchs. Außer in Schottland stieg die Erzeugung noch in den Distrikten Sheffield und North-East-Coast, während in den übrigen eine Abnahme stattfand. Nachstehend die Martinstahlstatistik für das Jahr 1904.

Martinstahlerzeugung in Großbritannien 1904.

Distrikt	Basischer Martinstahl		Saurer Martinstahl		Summa Martinstahl	
	t	%	t	%	t	%
Schottland	105 331	16,0	986 674	38,2	1 092 005	33,5
North-East-Coast	166 250	24,9	748 806	28,9	914 056	28,0
Nord- und Südwales . . .	114 017	17,2	532 667	20,6	646 684	19,9
Sheffield und Leeds . . .	64 015	9,7	175 183	6,8	239 198	7,3
Staffordshire	178 008	26,9	29 214	1,2	207 222	6,3
Lancashire und Cumberland	35 443	5,3	110 738	4,3	146 181	5,1
Summa	662 064	100,0	2 583 282	100,0	3 245 346	100,0

Mit der Zunahme der Konverter- und Martinstahlerzeugung hat die Produktion an Puddeleisen immer mehr abgenommen; sie verringerte sich von 2 841 534 t in 1882 auf 950 393 t in 1903, d. h. um zwei Drittel. Cleveland, das 1882 72 % seiner Stahlerzeugung in Puddelöfen herstellte, erzeugte 1903 nicht einmal mehr 9 % im Puddelbetrieb; in Südwales sank der Anteil der Puddelindustrie von 26 auf 0,4 %, in Schottland von 50 auf 17 %, in Lancashire von 52 auf 28 %, und in der Hochburg des Puddelns Südstaffordshire fiel er von 98 auf 37 %. Wenngleich im Jahre 1903 in Yorkshire und Shropshire eine Erhöhung der Erzeugungsziffer stattfand, in ersterem Distrikt sogar von 76 953 t auf 124 341 t, d. h. um 61 %, so genügte diese Steigerung doch nicht, um den Ausfall der übrigen Distrikte gegenüber 1902 wettzumachen, wie die folgende Tabelle erkennen läßt.

Puddeleisen- und -stahlerzeugung in Großbritannien.

Distrikt	1902 t	1903 t	%
Südstaffordshire	238 046	210 219	22,1
Schottland	225 900	196 078	20,6
Lancashire	135 090	132 538	14,0
Yorkshire	76 953	124 341	13,1
Cleveland	135 400	119 087	12,5
Nordstaffordshire	105 777	95 600	10,1
Shropshire	32 700	38 367	4,0
Derbyshire	38 412	34 113	3,6
Summa	988 278	950 393	100,0

Die Gestehungskosten für englischen Stahl stellen sich auf einem typischen Bessemerwerk, das eigene Hochöfen besitzt, gemäß folgender Zusammenstellung von Jeans auf 17 s 11 d, während die Verarbeitung der Stahlblöcke zu Schienen 19 s 6 d kostet. Die relativ hohen Selbstkosten rühren daher, daß Großbritannien nicht in hinreichendem Maße sich auf die Massenerzeugung geworfen hat, welche in der Hauptsache heute die Höhe der Allgemeinkosten bestimmt.

Bessemerstahl-Selbstkosten in Großbritannien.

Roheisen	55 s 6 d
Stahlblöcke	76 „ 0 „
Stahlschienen	96 „ 0 „
Differenz zwischen Roheisen und Blöcken	17 „ 11 „
Differenz zwischen Blöcken und Schienen	19 „ 6 „
Löhne für 1 t Roheisen	4 „ 4 „
„ „ 1 t Blöcke	2 „ 10 „
„ „ 1 t Schienen	6 „ 10 „
Feststehende Unkosten für 1 t Roheisen	1 „ 6 „
„ „ „ 1 t Schienen	1 „ 6 „
Vorräte und Allgemeinkosten für 1 t Roheisen	6 „ 0 „
„ „ „ „ 1 t Blöcke	6 „ 0 „
„ „ „ „ 1 t Schienen	2 „ 10 „

An Walzwerkserzeugnissen stellte Großbritannien im Jahre 1903 4109591 t her, und zwar 60 % aus Herdofen- und 40 % aus Konverterstahl; die Gesamtmenge setzte sich zusammen aus 639 783 t Blöcken,

Erzeugung an schmiedbarem Eisen in Großbritannien 1903.

Herdofenstahl.

Distrikt	Blöcke t	Schienen t	Stabeisen t	Handelseisen t	Bleche und Winkel t
Schottland	81 915	7 876	29 422	112 700	482 915
North-Eastern-Distrikt	140 205	39 943	7 986	11 580	594 347
North and South Wales	10 200	2 400	423 064	8 200	71 895
Sheffield und Leeds	78 417	—	22 001	17 751	36 876
Lancashire und Cumberland	33 932	34 723	3 635	9 356	39 215
Staffordshire u. Lincolnshire usw.	55 995	—	51 637	9 800	22 831
Summa	400 664	84 942	537 745	169 394	1 248 079

Konverterstahl.

Distrikt	Blöcke t	Schienen t	Handelseisen t	Stabeisen t	Bleche und Winkel t
Cumberland und Lancashire	7 224	485 456	34 315	13 614	4 560
South Wales	60 334	206 639	1 066	114 917	165
Cleveland	43 425	212 750	8 880	23 929	8 188
Sheffield und Leeds	120 279	141 217	57 287	26 674	—
Staffordshire usw.	7 857	15 379	23 896	42 149	18 927
Summa	239 119	1 061 441	125 444	221 283	21 840

1 146 383 t Schienen, 759 028 t Stabeisen, 294 838 t Handelseisen und 1 269 919 t Blechen und Winkeleisen und verteilte sich auf die einzelnen Distrikte unter gleichzeitiger Berücksichtigung der Herstellungsart wie vorstehend.

Die Preise der einzelnen Walzwerkserzeugnisse stellten sich in den letzten Jahren wie folgt:

Preise der Walzwerkserzeugnisse in Großbritannien.

Jahr	Schienen			Bleche			Stabeisen			Winkeleisen		
	£	s	d	£	s	d	£	s	d	£	s	d
1898	4	17	—	5	2	7	5	7	1	5	2	10
1899	5	10	1	6	3	7	6	6	6	6	2	—
1900	7	8	—	7	5	5	8	10	1	7	10	9
1901	6	1	—	7	3	11	6	14	6	6	12	10
1902	5	12	2	6	5	11	6	4	3	6	3	8
1903	5	15	—	6	3	2	6	4	7	6	6	6

Der Außenhandel Großbritanniens hat in den letzten fünf Jahren eine beachtenswerte Verschiebung erfahren; die Einfuhr von Halbzeug in 1904 stieg gegen das Jahr 1900 um mehr als 190 %, von Formeisen um 32 % und von Stabeisen um 30 %. Die Steigerung der Halbzeugeinfuhr fand im besonderen im Jahre 1904 statt, in dem 522 706 t Halbzeug eingeführt wurden gegen 274 056 t im Vorjahre; aber trotz dieser Zunahme um fast 100 % blieb die Ausfuhr von Walzwerksfertigfabrikaten Großbritanniens doch dieselbe, indem 1904 insgesamt 2 452 658 t ausgeführt wurden gegen 2 498 221 t in 1903. Die nachstehende Zusammenstellung bringt eine Übersicht über den Außenhandel in Walzwerksfabrikaten.

Aus- und Einfuhr von schmiedbarem Eisen in Großbritannien 1904

Sorte	Ausfuhr t	Einfuhr t
Halbzeug	4 256	522 706
Stabeisen	115 583	104 242
Formeisen	50 270	122 954
Schienen	525 487	39 801
Eisendraht	60 919	24 386
Bleche	152 692	68 457
Röhren	176 443	nicht
Verzinkte Bleche	385 441	besonders
Verzinnte Bleche	359 510	aufgeführt

Die britische Schienenausfuhr hat im Jahre 1904 um rund 79 000 t gegen das Vorjahr abgenommen, obschon nach Britisch-Ostindien und Argentinien fast 66 000 t mehr ausgeführt wurden; wie die nachstehende Tabelle zeigt, sank dafür die Ausfuhr nach Britisch-Südafrika und Kanada um 108 000 t.

Großbritanniens Hauptabsatzgebiete für Schienen.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Britisch-Ostindien . . .	152 000	+ 29 000
Argentinien	83 100	+ 36 800
Britisch-Südafrika . . .	59 900	— 62 200
Kanada	39 700	— 44 000
Schweden	24 700	— 4 400
Australien	21 800	— 18 500
Neuseeland	14 500	+ 9 500
Chile	13 500	+ 10 300
Rußland.	3 400	— 5 000
Gesamtausfuhr ca.	525 000	— 79 000

Die Ausfuhr von Stabeisen, welche im Jahre 1903 sich auf 128 000 t stellte, verringerte sich im folgenden Jahre um 10 %. Nachstehend die Hauptabsatzgebiete für Stabeisen.

Großbritanniens Hauptabsatzgebiete für Stabeisen.

Land	19 4 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Australien	34 700	+ 7 300
Britisch-Indien	19 600	+ 2 900
Britisch-Südafrika . . .	10 100	— 5 700
Japan	5 600	+ 1 600
China	5 200	+ 400
Chile	4 000	— 900
Argentinien	3 700	+ 800
Brasilien	3 600	— 100
U. S. A.	2 900	— 2 000
Portugal	1 740	60
Gesamtausfuhr ca.	115 000	— 13 000

Die Blechausfuhr Großbritanniens hat in 1904 ebenfalls gegen 1903 abgenommen und zwar um 9000 t, welche durch verringerten Export nach Kanada hervorgerufen wurden. Die Ausfuhr von ver-

Großbritanniens Hauptabsatzgebiete für verzinkte und verzinnte Bleche.

Verzinkte Bleche.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Britisch-Indien . .	106 487	+ 39 483
Australien u. Neuseeland	73 579	+ 9 412
Argentinien . . .	52 798	+ 21 079
Südafrika	31 559	— 26 853
Japan.	15 472	— 313
Kanada	10 681	— 218
Gesamtausfuhr	385 441	+ 33 409

Verzinnte Bleche.

Land	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
U. S. A.	71 861	+ 21 188
Britisch-Indien . .	41 490	+ 9 256
Rußland.	30 529	+ 4 918
Deutschland . . .	20 803	+ 3 879
Kanada	17 069	— 5 358
Australien	13 317	+ 1 505
Gesamtausfuhr	359 510	+ 66 710

zinkten Blechen wuchs dagegen von 352 032 t auf 385 441 t und nicht minder die Ausfuhr von verzinkten Blechen, welche von 292 800 t auf 359 510 t anstieg. Die Hauptabsatzgebiete für verzinnte und verzinkte Bleche sind in der vorstehenden Übersicht zusammengestellt.

Spanien. Die Erzeugung von schmiedbarem Eisen betrug in Spanien 1903 insgesamt 252 930 t; hiervon waren 199 642 t = 79 % Flußeisen und 53 288 t = 21 % Schweißeisen. Von der Flußeisenproduktion wurden 105 263 t = 83,4 % in der Bessemerbirne und 94 379 t = 16,6 % im Martinofen hergestellt. An erster Stelle unter den Eisendistrikten steht die Provinz Viscaya, welche sämtliche Bessemerblöcke und 61 166 t Martinblöcke, entsprechend 64,8 % der Gesamtmartinstahlproduktion, sowie 7394 t Puddeleisen, entsprechend 13,9 % der Gesamtpuddeleisenproduktion lieferte; die Provinz Asturien erzeugte 28 713 t Martinblöcke (30,4 % der Gesamtproduktion) und 26 156 t Puddeleisen; ihr Anteil an der Schweißeisenproduktion ist mit 49,1 % der größte und erklärt sich nicht zum wenigsten durch den ihr verliehenen Vorzug, den bedeutendsten Kohlenbergbau zu besitzen. Auf die übrigen Provinzen entfallen 4500 t Martinblöcke und 19 738 t Puddeleisen.

An Fertigfabrikaten wurden in der Provinz Viscaya 190 487 t = 72,5 % der Gesamterzeugung gewalzt, in Asturien 42 739 t = 16,3 % und in den übrigen Provinzen 29 508 t = 11,2 %, zusammen 262 728 t.

Der Außenhandel Spaniens in schmiedbarem Eisen ist gering. Das Jahr 1904 brachte gegenüber dem Vorjahr in den Hauptwalzwerkserzeugnissen eine mehr oder minder starke Abnahme, wie aus der folgenden Tabelle hervorgeht.

Spaniens Einfuhr an schmiedbarem Eisen.

Sorte	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Schienen	5829	— 1249
Anderes Eisenbahnoberbaumaterial. .	6037	— 192
Stabeisen	6315	— 864
Bleche	8945	— 1141
Röhren	2030	— 527

Die Zolltarife Spaniens bezüglich der Eisenerzeugnisse sind auf S. 320 verzeichnet.

Italien. Das Jahr 1903 brachte für die italienische Stahlindustrie einen wesentlichen Aufschwung. Die Gesamterzeugung an schmiedbarem Eisen stieg auf 331 526 t, d. h. um 22 % gegen das Vorjahr. An Schweißeisen wurden 8,8 % mehr hergestellt, wobei der Produktionswert aber nur um 3,4 % anwuchs, und an Flußeisen be-

trug die Vermehrung der Fabrikation 41,5 % bei einer Werterhöhung von 17,8 %.

Erzeugung von schmiedbarem Eisen in Italien 1903.

	Menge		Wert	
	t	%	Lire	%
Schweißeisen . . .	177 392	53,6	39 320 991	53,6
Flußeisen	154 134	46,4	33 976 364	46,4
Summa	331 526	100,0	73 297 355	100,0

Die Schweißeisenwerke lieferten 1902 im besonderen 143 072 t Bleche und Stabeisen, sowie 3100 t Röhren, und die Flußeisenwerke 22 095 t Blöcke, 58 743 t Bleche und Stabeisen nebst 13 646 t Schienen. Die Weißblecherzeugung belief sich 1903 auf 11 275 t im Werte von 4 960 000 Lire, entsprechend einer Zunahme um 2475 t und 470 000 Lire gegenüber dem Vorjahre.

Die Einfuhr Italiens an Walzwerkserzeugnissen stellte sich 1903 wie folgt.

Italiens Einfuhr an schmiedbarem Eisen.

Sorte	1903 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Walzeisen	58 204	+ 4227
Schienen	10 359	— 56
Bleche	24 149	— 7470
Röhren	6 042	+ 510

Die Einfuhrverhältnisse Deutschlands nach Italien haben sich in 1904 gegen das Jahr 1903 verschlechtert, und zwar um 8300 t, indem an Walzwerksfabrikaten statt 64 800 t nur 56 500 t eingeführt wurden, entsprechend einer prozentualen Abnahme von 12,8 %, welche zum Drittel Belgien zugute gekommen sind.

Italiens Zölle auf Eisenerzeugnisse sind aus der Tabelle auf S. 318 ersichtlich.

Österreich-Ungarn. Über Österreich-Ungarns Erzeugung an schmiedbarem Eisen liegen keine statistischen Angaben vor. Die Preise der einzelnen Walzwerkserzeugnisse seit 1900 sind in der folgenden Tabelle verzeichnet.

Preise der Walzwerkserzeugnisse in Österreich-Ungarn.

Sorte	1900		1901		1902		1903	
	Max. Kr.	Min. Kr.	Max. Kr.	Min. Kr.	Max. Kr.	Min. Kr.	Max. Kr.	Min. Kr.
Träger. . . .	250	185	192	160	210	160	210	200
Stabeisen . .	240	190	210	170	210	170	210	195
Kesselbleche .	370	360	370	280	340	280	340	300
Dachbleche . .	340	245	340	240	295	240	300	270

Die Einfuhr an Walzwerkserzeugnissen betrug 1903 13 900 t im Werte von 2 655 000 Kr., und die Ausfuhr stellte sich auf 58 400 t im Werte von 11 370 000 Kr. Gegen 1902 stieg die Ausfuhr von Stabeisen, Schienen, Blechen und Röhren, während die Drahtausfuhr gemäß der folgenden Statistik sich verringerte.

Österreich-Ungarns Ausfuhr von schmiedbarem Eisen.

Sorte	1903 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Stabeisen	40 966	+ 11 269
Schienen	4 565	+ 4 401
Grobbleche	9 616	+ 4 768
Röhren	4 693	+ 950
Draht	3 233	— 3 267

Über die neuen Zollsätze Österreich-Ungarns gibt die Tabelle auf S. 316 Auskunft.

Rußland. Die russischen Walzwerke erzeugten in 1903 195 878 t aus Schweißeisen (9,1 %) und 1 954 942 t = 90,9 % aus Flußeisen, insgesamt 2 150 820 t. Hauptsitz der Schweißeisenindustrie ist das Uralrevier, welches 67,4 % der Gesamtschweißeisenproduktion stellte; alsdann folgte Polen mit 14,7 %, wohingegen auf Nordrußland 12,3 % und auf Zentralrußland 5,6 % entfielen. Der Schwerpunkt der Flußeisenindustrie liegt im Süden; im Donetzgebiet wurden 54,4 % der Gesamtflußeisenerzeugung hergestellt, und zwar 33,4 % im Martinofen und 20 % im Konverter. Der Ural lieferte 16 % der Gesamtflußeisenproduktion (13,7 % Martinflußeisen und 2,3 % Konvertereisen); in den übrigen Revieren stehen keine Konverter im Betriebe.

Die näheren Angaben über die Walzwerksproduktionsverhältnisse Rußlands finden sich in der nachstehenden Zusammenstellung.

Erzeugung an schmiedbarem Eisen in Rußland 1903.

Bezirk	Schweißeisen		Flußeisen		
	Halbfabrikate t	Fertigfabrikate t	Halbfabrikate t	Fertigfabrikate t	Stahlguß t
Nordrußland . .	22 634	24 001	82 833	98 368	9 587
Ural.	171 898	132 022	503 893	311 974	4 009
Zentralrußland .	9 984	11 125	229 810	188 773	7 475
Polen	40 300	28 730	271 497	291 705	1 327
Südrußland. . .	—	—	1 246 133	1 064 122	12 064
Summa	244 816	195 878	2 334 166	1 954 942	34 452

Die Einfuhr von deutschen Walzwerkserzeugnissen hat nach Rußland seit 1900 erheblich abgenommen; so fiel z. B. die Einfuhr von Stabeisen von 32 341 t in 1901 auf 8780 t in 1904 un die Blecheinfuhr von 14 713 t in 1901 auf 3935 t in 1904. Dieser Rückgang

hat seinen Grund in der außergewöhnlichen Entwicklung der russischen Stahlindustrie, welche in den letzten Jahren zu einer bedeutenden Überproduktion führte, indem z. B. die Leistungsfähigkeit Rußlands an Schienen und Trägern 984 000 t beträgt gegenüber einem Jahresumsatz von 451 000 t und an Grobblechen ferner 377 000 t, während nur für 213 000 t Bedarf ist.

Rußlands Zollsätze ergeben sich aus der Tabelle auf S. 316.

Schweden. Im Jahre 1904 wurde in Schweden auf 101 Werken schmiedbares Eisen gewonnen; die Gesamterzeugung stellte sich auf 514 313 t, von denen 189 246 t = 37 % auf die Schweißeisenwerke und 325 067 t = 63 % auf die Flußeisenwerke entfielen. Nachstehende Statistik bringt die näheren Einzelheiten der verschiedenen Erzeugungsarten.

Erzeugung an schmiedbarem Eisen in Schweden 1904.

I. Schweißeisen.

Lancashireeisen	176 039 t,
Frischfeuereisen	11 530 „
Puddeleisen	1 677 „
Summa	189 246 t.

II. Flußeisen.

Thomasblöcke	35 501 t,
Bessemerblöcke	43 063 „
saurer Martinstahl	131 778 „
basischer Martinstahl	113 631 „
Tiegel- usw. Stahl	1 094 „
Summa	325 067 t.

An Walzwerkserzeugnissen wurden 1904 insgesamt 358 459 t hergestellt gegen 353 029 t in 1903. Die Halbzeugfabrikation belief sich 1904 auf 16 921 t, die Stabeisenfabrikation auf 181 775 t und zwar 91 651 t aus Schweißeisen und 90 124 t aus Flußeisen; die Formeisenerzeugung bezifferte sich auf 9020 t, diejenige von Bandeisen auf 71 113 t und die von Walzdraht auf 31 863 t; ferner wurden erzeugt 23 594 t Blöcke zur Röhrenfabrikation, 16 331 t Grobbleche, 1831 t Radreifen, 2819 t Achsen und 3192 t Anker.

Hinsichtlich der Einfuhr von schmiedbarem Eisen brachte das Jahr 1904 bei allen Fabrikaten eine wenn auch geringe Zunahme gegen das Vorjahr: es wurden eingeführt 56 104 t Schienen (24 700 t aus Großbritannien, 11 200 t aus Belgien und 7300 t aus Deutschland), 24 910 t Träger und 7052 t Röhren.

Die Ausfuhr von Walzwerksfabrikaten ergibt für 1904 folgendes Bild.

Schwedens Ausfuhr von schmiedbarem Eisen.

Sorte	1904 t	Unterschied gegen das Vorjahr t
Halbzeug	18 158	— 4800
Stabeisen	174 181	— 6744
Röhren	10 142	+ 1504
Bleche	2 455	+ 426
Walzdraht	4 665	— 171
Draht	1 831	+ 167
Nägel aller Art	4 204	— 122

Die Hauptabsatzgebiete für schwedisches Stabeisen sind aus der nachstehenden Tabelle für 1903 ersichtlich.

Schwedens Hauptabsatzgebiete für Stabeisen 1903.

Land	t	Kr.
Deutschland	55 038	8 256 000
Großbritannien	52 422	7 863 000
Dänemark	25 104	3 766 000
Frankreich	14 961	2 244 000
Belgien	12 183	1 827 000
Norwegen	9 562	1 434 000
Rußland	3 969	595 000
Portugal	3 100	465 000
Niederlande	3 095	464 000
Finnland	1 086	163 000
Spanien	340	51 000
Andere Länder	185	29 000
Gesamtausfuhr	181 045	27 157 000

Hiernach gehen 30 % der schwedischen Stabeisenausfuhr nach Deutschland und fast ebensoviel nach Großbritannien. Die Preise des schwedischen Stabeisens stellten sich in Lübeck für das letzte Jahrzehnt wie folgt.

Preise für schwedisches Stabeisen in Lübeck.

Jahr	M	Jahr	M
1895	205,6	1900	312,5
1896	215,2	1901	250,2
1897	220,8	1902	242.9
1898	226,3	1903	238,5
1899	253,5	1904	237,5

Schwedens Zölle auf Eisenerzeugnisse ergeben sich aus der Tabelle auf S. 319.

Kanada. Die Gesamterzeugung Kanadas an Stahlblöcken und Stahlformguß belief sich im Jahre 1904 auf 151165 t gegen 184418 t in 1903, entsprechend einer Abnahme von 33253 t = 18 %. An Fertigfabrikaten wurden 1904 von Flußeisenwerken 128878 t = 70,5 %

hergestellt und von Schweißeisenwerken 54 039 t = 29,5 %, insgesamt 182 917 t gegenüber 131 588 t im Vorjahre oder + 39 %. Die Erzeugung von Schienen betrug 1904 36 795 t gegen 1263 t im Vorjahre, diejenige von Baueisen 454 t statt 2015 t in 1903 und die von Blechen 3152 t statt 2489 t in 1903.

Am 31. Dezember 1904 waren in Kanada 18 Stahl- und Walzwerke vorhanden, während 3 Anlagen im Bau sich befinden und 2 projektiert sind. Die Aufnahmefähigkeit des kanadischen Eisen- und Stahlmarktes wird daher für Europa in den nächsten Jahren mehr und mehr zurückgehen, wie dies auch ein Vergleich der Einfuhrziffern der Jahre 1904 und 1903 schon erkennen läßt. Es sank die Schieneneinfuhr aus Deutschland von 29 200 t auf 90 t, aus Belgien von 36 000 t auf 4400 t und aus Großbritannien von 83 700 t auf 39 700 t; die Blecheinfuhr seitens Deutschlands fiel von 2580 t auf 70 t, die aus Großbritannien von 34 700 t auf 21 000 t, und die Stabeiseneinfuhr aus Deutschland verringerte sich von 13 600 t auf 450 t.

Die kanadische Regierung gewährt auf die Herstellung von Stahl vom 1. Juli 1905 bis 1. Juli 1906 eine Prämie von 4,34 *M* pro t und vom 1. Juli 1906 bis 1. Juli 1907 eine solche von 2,48 *M*.

Über die Schutzzölle Kanadas gibt die Tabelle auf S. 322 nähere Auskunft.

Kapitel XV.

Rechtliche Verhältnisse der Eisenhüttenarbeiter.

Durch die Gewerbeordnung ist den Eisenwerken gesetzlich der Erlaß einer Arbeitsordnung vorgeschrieben, welche Bestimmungen über die Regelung der Arbeitszeit, über Zeitpunkt und Art der Abrechnung und Lohnzahlung, über die Kündigungsfristen und Entlassungsgründe, sowie über die Höhe und Festsetzung etwaiger Geldstrafen und die Verwendung etwaiger bei Kontraktbruch verwirkter Lohnbeträge enthalten muß. Im besonderen wird u. a. bestimmt, daß Geldstrafen gemeiniglich die Hälfte und in ausnehmend schweren Fällen, z. B. bei Tätlichkeiten gegen Mitarbeiter oder bei groben Verstößen gegen die Aufrechterhaltung der Ordnung des Betriebes, den vollen Betrag des durchschnittlichen Tagesverdienstes des Bestraften nicht übersteigen dürfen und daß sämtliche Strafgelder nur zugunsten der Arbeiter der Hütte zu verwenden sind. Hinsichtlich der Betriebsvorschriften und Arbeitsbedingungen hat die Hütte ihren Arbeitern gegenüber in sonstiger Beziehung völlig freie Hand.

Die Fürsorge für die durch Krankheit, Unfall, Invalidität oder hohes Alter in Notlage geratenen Arbeiter ist durch reichsgesetzliche Versicherung geregelt; als Ausgangspunkt und als Grundlage dieser sozialpolitischen Gesetzgebung gilt die denkwürdige Botschaft Kaiser Wilhelms des Ersten vom 17. November 1881, welche mit folgenden Worten Ziel und Richtung angab:

„Wir halten es für Unsere kaiserliche Pflicht, dem Reichstage die Förderung des Wohles der Arbeiter von neuem ans Herz zu legen, und würden mit um so größerer Befriedigung auf alle Erfolge, mit denen Gott Unsere Regierung sichtlich gesegnet hat, zurückblicken, wenn es Uns gelänge, dereinst das Bewußtsein mitzunehmen, dem Vaterlande neue und dauernde Bürgschaften seines inneren Friedens und den Hilfsbedürftigen größere Sicherheit und Ergiebigkeit des Beistandes, auf den sie Anspruch haben, zu hinterlassen. In Unseren hierauf gerichteten Bestrebungen sind Wir der Zustimmung aller verbündeten Regierungen gewiß und vertrauen auf die Unterstützung des Reichstags ohne Unterschied der Parteistellungen.

In diesem Sinne wird zunächst der Entwurf eines Gesetzes über die Versicherung der Arbeiter gegen Betriebsunfälle vorbereitet. Ergänzend wird ihm eine Vorlage zur Seite treten, welche sich eine gleichmäßige Organisation des gewerblichen Krankenkassenwesens zur Aufgabe stellt.

Aber auch diejenigen, welche durch Alter und Invalidität erwerbsunfähig werden, haben der Gesamtheit gegenüber einen begründeten Anspruch auf ein höheres Maß staatlicher Fürsorge, als ihnen bisher hat zuteil werden können. Für diese Fürsorge die rechten Mittel und Wege zu finden, ist eine schwierige, aber auch eine der höchsten Aufgaben jedes Gemeinwesens, welches auf den sittlichen Fundamenten des christlichen Volkslebens steht.

Der engere Anschluß an die realen Kräfte dieses Volkslebens und das Zusammenfassen der letzteren in der Form korporativer Genossenschaften unter staatlichem Schutz und staatlicher Förderung werden, wie Wir hoffen, die Lösung auch von Aufgaben möglich machen, denen die Staatsgewalt allein in gleichem Umfange nicht gewachsen sein würde."

In Verfolg dieser kaiserlichen Botschaft wurde zunächst die Krankenversicherung durch das Krankenversicherungsgesetz vom 15. Juni 1883 eingeführt. Die Krankenversicherung umfaßt u. a. alle Arbeiter und ferner alle Betriebsbeamten, welche im Jahre bis 2000 *M* verdienen. Die Versicherten erhalten mindestens für die Dauer der ersten 26 Wochen der Erkrankung entweder vollständige Verpflegung in einem Krankenhause oder freie ärztliche Behandlung nebst Arznei, sowie, falls der Kranke erwerbsunfähig ist, mindestens die Hälfte des

Lohnes als Krankengeld und eventuell Sterbegeld und Wöchnerinnenunterstützung. Die Mittel zur Durchführung der Krankenversicherung werden durch Beiträge — für die Versicherten in der Regel in Höhe von 3 % des Durchschnittslohnes — aufgebracht; von der gesamten Beitragslast trägt der Arbeiter zwei Drittel und die Hütte ein Drittel.

Im Jahre 1903 waren im Deutschen Reich 10 224 297 Personen, d. h. mehr als ein Sechstel der Gesamtbevölkerung, gegen Krankheit versichert; hiervon entfielen 2 573 621 Personen, entsprechend 25 % der Versicherten, auf die Fabrikkrankenkassen. Die Leistungen der Krankenkassen des Deutschen Reichs betrugen in genanntem Jahre 199 896 723 *M* und die der Fabrikkrankenkassen allein 60 700 421 *M*, d. h. über 30 % der Gesamtleistungen. Gegen das Jahr 1893 haben sich die Leistungen der Fabrikkrankenkassen um 71 % vermehrt.

Von den Versicherungsbeiträgen kamen bei den Fabrikkrankenkassen in 1903 59 166 971 *M* auf Krankheitskosten und insgesamt für das Deutsche Reich 180 841 677 *M*, welche sich wie folgt verteilen.

Verteilung der Krankheitskosten 1903.

	Insgesamt im Deutschen Reich *M*	Bei den Fabrikkrankenkassen *M*
Arzt	40 765 699	14 149 004
Arznei	28 905 813	9 959 599
Krankengelder	79 113 677	26 084 446
Wöchnerinnen	2 851 355	1 120 915
Sterbegelder	5 388 897	2 230 446
Krankenanstalten	23 658 831	5 579 440
Rekonvaleszenten	157 405	43 121
Summa	180 841 677	59 166 971

Bis Ende des Jahres 1903 sind von den Krankenkassen des Deutschen Reiches an Krankheitskosten insgesamt 2188 Millionen Mark ausgegeben worden.

Bei den Knappschaftskassen waren in 1902 671 094 Bergleute versichert. Die Einnahmen stellten sich auf

10 415 900 *M* Beiträge der Mitglieder,
8 047 600 *M* Beiträge der Werkseigentümer und
2 088 600 *M* Zinsen usw., insgesamt auf
20 552 100 *M*.

An Ausgaben standen dieser Summe 19 420 400 *M* gegenüber, wovon 18 241 000 *M* auf Krankheitskosten entfielen, und zwar wurden im besonderen gezahlt für den Arzt 2 462 700 *M*, für Arznei 2 765 900 *M* und an Krankengeld 9 671 600 *M*. Das Vermögen am Schluß des Jahres 1902 betrug 25 976 200 *M*.

Die gesetzliche Regelung der Unfallversicherung begann mit dem 6. Juli 1884. Die gesamte Versicherungslast fällt den Arbeitgebern

zu, welche in 66 gewerblichen und 48 landwirtschaftlichen Berufsgenossenschaften zusammengefaßt sind. Die Unfallversicherung erstreckt sich auf alle Arbeiter und ferner auf Betriebsbeamte mit einem Jahresverdienst bis zu 2000 *M*. Anspruch auf die Fürsorge der Unfallversicherung — freie ärztliche Behandlung, Heilmittel, Verletztenrente, Hinterbliebenenrente, Sterbegeld — hat ein Versicherter, sobald er durch einen Unfall beim Betriebe zu Schaden kommt und länger als 13 Wochen erwerbsunfähig wird. Die Verletztenrente richtet sich jeweilig nach dem Grade der durch den Unfall hervorgerufenen Erwerbsunfähigkeit und beträgt bei voller Erwerbsunfähigkeit $66^2/_3$ % und bei gleichzeitiger Hilfslosigkeit, welche fremde Wartung erforderlich macht, 100 % des Jahresverdienstes; bei Todesfällen erhalten die Hinterbliebenen höchstens 60 % des Lohnes.

Die Anzahl der in den Berufsgenossenschaften versicherten Personen belief sich 1903 nach Abzug von 1,5 Millionen Doppelversicherten auf 17 965 000, d. h. auf ein Drittel der Gesamtbevölkerung des Deutschen Reiches.

Bei den acht Eisen- und Stahlberufsgenossenschaften, welche die Eisenverarbeitung und Herstellung desselben umfassen, waren Ende 1903 959 923 Personen versichert gegen 603 000 Personen in 1893; an Löhnen wurden 1893 gezahlt 524 167 000 *M*, 1903 aber 1 002 956 000 *M*. Während also in diesem Jahrzehnt die Anzahl der gegen Unfall versicherten Eisenarbeiter um 59 % zunahm, stieg im gleichen Zeitraum die anrechnungsfähige Lohnsumme um 91 %.

Die Summe der 1903 seitens der Berufsgenossenschaften verausgabten Entschädigungen für Unfälle betrug ohne Berücksichtigung der Reservefondszuschläge 106 669 000 *M*, wovon allein 13 826 000 *M*, d. h. 13 %, auf die acht Eisen- und Stahlberufsgenossenschaften entfielen. Im besonderen ergibt sich für letztere die nachstehende Unfallentschädigungsstatistik:

Höhe der gezahlten Unfallentschädigung.

1.	Rheinisch-westfälische Hütten- nnd Walzwerksberufsgenossenschaft, Essen	2 964 600 *M*
2.	Nordwestliche Eisen- und Stahl-B.-G., Hannover	2 038 500 „
3.	Rheinisch-westfälische Maschinenbau- und Kleineisenindustrie-B.-G., Düsseldorf	1 937 700 „
4.	Süddeutsche Eisen- und Stahl-B.-G., Mainz	1 923 000 „
5.	Schlesische „ „ „ Breslau	1 446 000 „
6.	Nordöstliche „ „ „ Berlin	1 432 000 „
7.	Sächsisch-Thüringische Eisen- und Stahl-B.-G., Leipzig	1 168 700 „
8.	Südwestdeutsche Eisen-B.-G., Saarbrücken	1 914 400 „
	Summa	13 825 700 *M*

Seit dem Jahre 1885 haben die Arbeitgeber bis Ende 1903 an Unfallrenten den Verletzten und Hinterbliebenen ihrer Arbeiter insgesamt 910 Millionen Mark gezahlt.

Was die Unfallhäufigkeit anbelangt, so kamen im Jahre 1903 im Durchschnitt bei sämtlichen Berufsgenossenschaften auf 1000 Arbeiter 9,2 Unfälle und bei den acht Eisen- und Stahlberufsgenossenschaften allein 10,5 Unfälle. Wie die folgende Übersicht des Näheren zeigt, treten im Eisenhüttengewerbe bei weitem weniger Unfälle auf als in anderen Gewerbszweigen.

	Auf 1000 Arbeiter kamen Unfälle	
	1903	1902
1. Eisen- und Stahlberufsgenossenschaften	10,5	10,5
2. Müllerei- und Brennereiberufsgenossenschaften	11,8	11,6
3. Bauberufsgenossenschaften	11,9	12,7
4. Holzberufsgenossenschaften	12,4	12,4
5. Binnenschiffahrtsberufsgenossenschaften	13,7	13,0
6. Speditionsberufsgenossenschaften	16,5	16,0

Die reichsgesetzliche Regelung der Invalidenversicherung wurde durch das Invaliditäts- und Altersversicherungsgesetz vom 22. Juni 1889 eingeleitet. Sämtliche Arbeiter über 16 Jahren, sowie Betriebsbeamte, deren Jahreseinkommen 2000 ℳ nicht übersteigt, unterliegen dem Versicherungszwang und erhalten dadurch die Möglichkeit, sich

1. eine Invalidenrente zu verschaffen, wenn sie infolge von Alter, Krankheit usw. dauernd erwerbsunfähig geworden sind, oder
2. eine Krankenrente, wenn sie während 26 Wochen ununterbrochen erwerbsunfähig waren, ohne daß die Erwerbsunfähigkeit eine dauernde zu sein braucht, oder
3. eine Altersrente, sobald sie das 70. Lebensjahr vollendet haben.

Außerdem gestattet die Invalidenversicherung die Gewährung eines Heilverfahrens für Erkrankte und die Rückerstattung der Hälfte der Beiträge, wenn durch Todesfall oder eingetretene Erwerbsunfähigkeit infolge eines von der Unfallversicherung entschädigten Unfalles der Anspruch auf Invalidenrente fortfällt.

Die Invaliden- und Altersrenten werden nach folgenden Lohnklassen und Beiträgen berechnet, jedoch tritt die Fürsorge der Invalidenversicherung erst nach Zurücklegung einer Wartezeit ein, welche bei der Invaliden- und Krankenrente 200 Beitragswochen und bei der Altersrente 1200 Wochen ausmacht.

Lohnklasse	Jahresverdienst ℳ	wöchentliche Beiträge ₰
I	unter 350	14
II	350— 550	20
III	550— 850	24
IV	850—1150	30
V	über 1150	36

Die Kosten der im Invalidenversicherungsgesetze vorgesehenen Leistungen werden, außer einem Reichszuschuß von jeweilig 50 M zu jeder Rente, zu gleichen Teilen von den Arbeitgebern und den Arbeitnehmern aufgebracht. Im Jahre 1904 sind 105,4 Millionen Mark Invalidenrenten, 2,6 Millionen Mark Krankenrenten, 20,9 Millionen Mark Altersrenten und 7,9 Millionen Mark Beitragserstattungen gezahlt worden, insgesamt 136,8 Millionen Mark gegen 135,2 Millionen Mark in 1903.

Vom 1. Januar 1891 bis zum Schluß des Jahres 1904 wurden an Ansprüchen insgesamt anerkannt auf Invalidenrente 1 169 994, auf Krankenrente 42 708 und auf Altersrente 427 222, in Summa 1 639 924; von diesen Renten liefen am 1. Januar 1905 897 428, und zwar 734 985 Invalidenrenten, 16 977 Krankenrenten und 145 466 Altersrenten. Ferner wurden seit Mitte 1895, d. h. seit Anwendung der Bestimmung bis Ende 1904 1 469 218 Ansprüche auf Beitragserstattung genehmigt. Die Durchschnittshöhe der bewilligten Invalidenrenten stieg von 113,5 M in 1891 auf 152,27 M in 1903, d. h. um 34 %, die der Altersrenten von 124 M in 1891 auf 155,38 M in 1903, d. h. um 25 %, und die der Krankenrenten von 147,73 M in 1900 auf 155,94 M in 1903, d. h. um 5,6 %. Die Zahl der auf Grund der Invalidengesetze Versicherten ist nur schätzungsweise bekannt und für 1903 mit 13 567 000 anzunehmen gegen 13 380 600 im Vorjahre.

Seit dem Bestehen der Arbeiterversicherung bis Ende des Jahres 1903 wurden im Deutschen Reich mehr als fünf Milliarden Mark Versicherungsbeiträge entrichtet, und zwar 52 % von den Arbeitgebern und 48 % von den Arbeitern; an Entschädigungen wurden den Arbeitern gezahlt über vier Milliarden Mark, d. h. 1½ Milliarden Mark mehr, als sie an Beiträgen gezahlt haben.

Bei den Eisenarbeitern tritt diese Fürsorge noch in weiterem Umfange in die Erscheinung, weil die sozialen Leistungen der Hüttenwerke meist erheblich das gesetzliche Mindestmaß überschreiten. So werden z. B. von der Firma Krupp außer den auf Grund der Reichsversicherungsgesetze gezahlten Jahresbeiträgen in Höhe von fast zwei Millionen Mark noch über eine Million Mark Unterstützungen freiwillig übernommen, und die größeren Hüttenwerke haben beinahe sämtlich auf ihre Kosten vorzüglich eingerichtete Krankenhäuser nebst Unfall- und Verbandstationen, sowie Alters- und Invalidenheime.

Die Lohnverhältnisse der Eisenhüttenarbeiter haben in dem letzten Jahrzehnt sich nicht unwesentlich verbessert. Der anrechnungsfähige durchschnittliche Jahresverdienst der in den acht Eisen- und Stahlberufsgenossenschaften versicherten Personen stieg von 869 M in 1893 auf 1045 M pro Kopf in 1903, entsprechend einer Zunahme von über 20 %. Dabei haben die Arbeiter keineswegs unter den mehrfachen und zum Teil recht erheblichen Konjunkturschwankungen,

welchen die Eisenindustrie ausgesetzt gewesen ist, zu leiden gehabt, wie die nachstehende Zusammenstellung erkennen läßt.

Jahresverdienststatistik der Rheinisch-Westfälischen Hütten- und Walzwerksberufsgenossenschaft.

Jahr	Versicherte Personen	Anrechnungsfähige Löhne ℳ	Durchschnittslohn für 1 Versicherten und Jahr ℳ
1886	70 310	68 436 619,56	973,31
1887	74 179	78 823 583,90	995,21
1888	79 678	80 745 599,04	1 013,77
1889	84 828	90 247 559,04	1 063,89
1890	87 537	95 975 997,31	1 096,40
1891	88 710	100 710 326,85	1 135,28
1892	89 458	100 482 150,65	1 123,23
1893	89 606	99 273 274,19	1 107,88
1894	91 887	102 906 234,74	1 120,93
1895	92 951	105 107 279,63	1 130,63
1896	103 651	122 337 945,17	1 180,29
1897	109 997	133 998 652,46	1 217,31
1898	118 624	149 300 954,23	1 258,60
1899	129 966	173 039 538,23	1 331,40
1900	134 717	182 449 791,00	1 354,32
1901	126 902	166 253 602,45	1 310,10
1902	126 488	164 683 602,68	1 302,00
1903	131 058	173 959 169,99	1 327,34
1904	136 961	187 160 835,00	1 366,53

Bei den einzelnen Eisen- und Stahlberufsgenossenschaften stellt sich der anrechnungsfähige Jahresverdienst auf den Kopf in 1903 wie folgt:

1. Rheinisch-Westfälische Hütten- und Walzwerksberufsgenossenschaft, Essen . . . . 1327 ℳ
2. Rheinisch-Westfälische Maschinenbau- und Kleineisenindustrie-B.-G., Düsseldorf . . . . 1109 „
3. Südwestdeutsche Eisen-B.-G., Saarbrücken . . . . . . 1094 „
4. Nordöstliche Eisen- und Stahl-B.-G., Berlin . . . . . . 1022 „
5. Nordwestliche „ „ „ Hannover . . . . 1009 „
6. Sächsisch-Thüringische Eisen- u. Stahl-B.-G., Leipzig . 992 „
7. Süddeutsche „ „ „ Mainz . . 956 „
8. Schlesische „ „ „ Breslau . 819 „

Die Verbesserung der Lage unserer Arbeiter spiegelt sich wider in dem Rückgang der Auswanderungsziffer, welche im Durchschnitt der Jahre 1881/90 2,85 % der Gesamtbevölkerung des Deutschen Reiches ausmachte, 1891/1900 1,01 % betrug und im Durchschnitt der drei letzten Jahre bis auf 0,52 % sank.

Ein weiteres beredtes Zeichen ist die rasche Entwicklung des Sparkassenwesens; Deutschland hatte (nach dem Statistischen Jahrbuch für das Deutsche Reich für 1906) Ende 1903 über 16,6 Millionen Sparkassenbücher mit einem Sparkapital von über 11 Milliarden Mark,

während England nur 11 Millionen Sparbücher mit 4 Milliarden Einlagen und Frankreich 11 Millionen Bücher mit $3^1/_2$ Milliarden Einlagen hatte. Von den 1903 in Europa und Amerika nach einer nicht ganz erschöpfenden Berechnung vorhandenen 67 Millionen Sparkassenbüchern mit einem Kapital von 31 Milliarden Mark entfielen demnach auf Deutschland allein fast $^1/_4$ der Sparbücher und über $^3/_{10}$ der Einlagen.

Der Arbeiterschutzgesetzgebung Deutschlands haben die anderen Länder bisher nur wenig nachgeeifert. Selbst im deutschen Zollgebiet hat Luxemburg erst seit zwei Jahren ein Kranken- bzw. Unfallgesetz, so daß die luxemburgische Eisenindustrie jahrelang mit geringeren Lasten arbeitete als die deutsche, welche überdies relativ bessere Arbeitslöhne hatte. Eine obligatorische Alters- und Invaliditätsversicherung fehlt heute noch in Luxemburg, wie überhaupt in allen nichtdeutschen Staaten.

Österreich hat seit 1887 eine Unfall- und seit 1888 eine Krankenversicherung und bringt zurzeit die Reform der Arbeiterversicherung nach deutschem Muster zum Abschluß. England will von einer staatlichen Arbeiterfürsorge wenig wissen; wohl besteht ein Haftpflichtgesetz, aber ein unvollkommenes. In Frankreich steht man dem Gedanken der obligatorischen Arbeiterversicherung sympathischer gegenüber; zurzeit ist mit einer Umarbeitung der Arbeitergesetze (seit 1899 herrscht ein erweitertes Haftpflichtgesetz) begonnen worden. Italien führte 1898 die obligatorische Unfallversicherung ein, allerdings bei mäßigen Leistungen. In Rußland hat das Finanzministerium neuerdings die staatliche Arbeiterversicherung analog der deutschen im Auge. In Belgien gibt es nur eine obligatorische Unfallversicherung für Bergleute, nicht für Eisenarbeiter. In der Schweiz und in den Vereinigten Staaten von Amerika sind Kranke, Greise und Invaliden völlig auf sich selbst und auf freiwillige Einrichtungen angewiesen. Die amerikanischen Arbeiter im besonderen denken trotz der zahlreichen Unglücksfälle auf den schnell arbeitenden Riesenwerken mit ihren Massenproduktionen nicht an ein obligatorisches Versichern, sie wollen so viel verdienen, um für spätere Zeiten zurücklegen oder sich selbst versichern zu können; die private Versicherung ist aber in Amerika nur in wenigen Fällen möglich, und für die in Gewerkvereinen organisierten Arbeiter sind nur sehr niedrige Versicherungen vorhanden. Allerdings beabsichtigt Präsident Roosevelt, ein strenges Haftpflichtgesetz im Interesse der Lohnarbeiter zu schaffen, desgleichen Arbeiterschutzgesetze, betreffend die Kinder- und Frauenarbeit.

Anhang.

Zölle.

Deutschland.

Einheit: 100 kg. Währung: Mark.

	Alter Vertrag	Autonomer Vertrag	Neuer Vertrag
Schienen:			
Schienen	2,50	2,50	2,50
Bleche:			
Blech, roh, entzundert, gerichtet, dressiert, gefirnißt			
mehr als 1 mm ...	3,—	3,—	3,—
unter 1 mm	5,—	4,50	4,50
abgeschliff., lackiert, pol., gebräunt usw.			
mehr als 1 mm	} 5,—	5,—	5,—
unter 1 mm......		5,50	5,50
Weißblech, Blech verzinnt oder mit andern unedlen Metallen			
mehr als 1 mm ...	5,—	5,—	
unter 1 mm	5,—	5,50	
Well-, Dehn-, Riffel-, Warzenblech			
roh	} 6,— u.	} 5,—	
bearbeitet	10,—	8,—	
Blech, mit Ausnahme von Well-, Dehn-, Riffel-, Warzenblech, gepreßt, gebuckelt, gelocht usw.			
mehr als 1 mm ...	} 6,— u.	} 5,50	
unter 1 mm......	10,—	7,—	
Stabeisen:			
Eisen in Stäben, gewalzt, geschmiedet oder gezogen, auch fassonniert			
bis 12 cm	}	1,—	1,—
mit eingewalzten Mustern oder Verzierungen........	2,50	5,—	5,—
anderes		2,50	2,50

	Alter Vertrag	Autonomer Vertrag	Neuer Vertrag
Formeisen:			
Eisenbauteile aus schmiedb. Eisen, auch mit Anstrich.	roh 6 u. 10, bearb. 10 u. 24	} 6,—	4,50
Draht:			
Draht, gewalzt oder gezogen, auch fassoniert	}		
1. roh od. bearbeitet, doch nicht poliert, lackiert oder mit andern Metallen	3,—		
1,5 mm oder mehr		2,50	
1,5—,05 mm		3,—	
unter 0,5 mm		4,50	
0,5—0,22 mm			3,75 (Östr.)
unter 0,22 mm ...			4,50 (Östr.)
2. poliert, lackiert, m. andern Metallen			
1,5 mm od. mehr ..		3,—	
1,5—0,5 mm		4,—	
unter 0,5 mm		5,50	
1,5—0,5 mm			4,50
unter 0,5 mm			5,50 (Östr.)
Röhren:			
Schlangenröhren, gewalzt od. gezog., auch Röhrenformstücke			
roh	5 u. 6	8,—	
bearbeitet	10 u.24	15,—	
Andere Röhren, gewalzt oder gezogen, roh: Wandstärke			
von 2 mm u. mehr.	} 5 u. 6	6,—	5,—
unter 2 mm		10,—	10,—
bearb.: Wandstärke			
von 2 mm u. mehr	} 10 u. 24	12,—	
unter 2 mm		20,—	

Rußland.

Einheit: Pud = 16,38 kg. Währung: Rubel = 2,167 ℳ.

	Alter Vertrag	Autonomer Vertrag	Neuer Vertrag
Schienen:			
Eiserne Schienen, auch m. Bohrungen und Spunden.....	0,75	0,90	0,90
Stahlschienen, auch mit Bohrungen und Spunden.........	0,75	0,90	0,90
Bleche:			
Eisenblech, ohne Rücksicht auf die Form: mehr als ½ mm stark.....	0,97½	1,27½	1,05
unter ½ mm	1,20	1,50	1,50
Eisenblech, bemalt, lackiert, verzinkt verkupfert usw...	2,32½	2,65	
Weißblech, ohne Rücksicht auf die Form............	2,32½	2,65	
Stahlblech, über ½ mm stark.....	0,97½	1,27½	1,05
unter ½ mm stark	1,20	1,50	1,50

	Alter Vertrag	Autonomer Vertrag	Neuer Vertrag
Draht:			
Eisen- u. Stahldraht, 6¼—1 mm......	1,50	1,80	
1—0,5 mm......	2,25	2,30	
0,5—0,3 mm	3,—	3,30	
dünner als 0,3 mm		4,70	
Röhren:			
1. Röhren u. eiserne oder stählerne Verbindungsstücke			
2. jeder Art, auch mit Hülsen und Flanschen sowie Verbindungsteile			
über 5 Pfd. p. Stück		2,55	
unter 5 Pfd. p. Stück		4,05	
Stabeisen:			
Stab- u. Sorteneisen jeder Art........	0,75	0,90	0,75
Fassoneisen	0,97½	1,27½	1,05
Stabstahl u. Sortenstahl............	0,75	0,90	0,75
Fassonstahl	0,67½	1,27½	1,05

Österreich-Ungarn.

Einheit: 100 kg. Währung: Krone = 85,6275 Pfg.

	Alter Vertrag	Autonomer Vertrag	Neuer Vertrag
Schienen:			
Schienen, ohne Rücksicht auf Profil, auch gebohrt:			
a) 15 kg und mehr der Meter .. .	5,95	6,—	
b) unter 15 kg der Meter	7,14	7,20	
Bleche:			
Bleche und Platten, a) Schwarzblech, roh			
1. α) mehr als 5 mm	} 9,52	9,50	9,—
β) 5–2 mm....		9,50	9,50
2. 2—1 mm......		10,70	10,—
3. 1—0,6 mm	} 11,31	11,30	11,—
4. 0,6—0,4 mm ...		12,50	12,—

	Alter Vertrag	Autonomer Vertrag	Neuer Vertrag
5. 0,4—0,25 mm ..	} 12,50	13,70	13,—
6. unter 0,25 mm .		15,—	14,—
b) dress., dekapiert über 1 mm.......	11,90	12,—	12,—
1—0,6 mm	} 13,69	13,70	13,—
0,6—0,4 mm		15,—	14,—
unter 0,4 mm	15,48	16,—	15,50
c) verzinnt, verzinkt, verbleit:			
1 mm und mehr..	} 19,05	19,—	18,—
1—0,6 mm		20,—	19,—
0,6—0,4 mm	} 21,43	21,50	20,—
unter 0,4 mm		24,—	21,50
d) vernickelt	19,05	} 24,—	
verkupfert	21,48		
e) dessiniert, moiriert	19,05	} 29,—	25,—
lackiert	21,43		

	Alter Vertrag	Autonomer Vertrag	Neuer Vertrag
Bleche, durchgeschlagen, gelocht			
a) Schwarzbleche ..	13,05	17,—	14,—
b) dressierte	19,05	21,—	
c) andere	28,57 47,62	36,—	
Formeisen:			
Eisenkonstruktionen, fertige oder Bestandteile aus Eisen	9,52	17,—	15,—
oder Stahl in Stäben, Blechen	11,90		
od. Platten, genietet oder verschraubt, auch grob angestrichen	13,09		
Draht:			
Draht			
a) 1,5 mm u. mehr.	9,52	9,50	
1,5—0,5 mm	11,90	12,50	12,—
unter 0,5 mm	11,90	15,—	14,—
b) verzinnt, verzinkt, verbleit, verkupfert, vermessingt, gefirnisst			
1,5 mm u. mehr ..		14,30	14,—
1,5—0,5 mm	14,29	18,—	17,—
unter 0,5 mm	16,67	21,—	19,—
c) vernick., m. Kupfer od. Aluminium plattiert	14,29 28,57	24,—	
Gehärteter Draht			
a) roh		16,—	
b) poliert	28,57	38,—	32,—
Röhren:			
Röhr. aus Schmiedeeisen, gewalzt oder gezogen, oder aus schmiedbarem Guß, auch mit gebörtelten oder eingelöteten oder aufgeschweißten Flanschen m. Ausnahme der Verbindungsstücke			
Wellrohre:			
a) roh, gescheuert, mit Gewinden od. mit gebohrten od. abgedrehten Flanschen	14,29	15,50	14,30
b) in anderer Weise gewöhnl. bearb...	19,05	20,—	19,—
c) fein bearbeitet ..	28,57	29,—	
Röhrenverbindungsstücke (Fittings u. Flanschen) aus schmiedb. Eisen:			
a) roh, gewöhnl. bearbeitet		22,—	
b) fein bearbeitet ..		30,—	
Stabeisen:			
Eisen und Stahl in Stäben, geschmiedet, gewalzt oder gezogen:			
a) nicht fassoniert .	5,95	6,50	6,—
b) fassoniert	7,14	8,40	7,—
c) Ziereisen, ornamentiert	9,52	9,50	9,—
d) appretiert	9,52 11,90	12,—	11,—
e) vernickelt, mit Kupfer usw. plattiert oder poliert.	19,05	20,—	15,—

Belgien.

Einheit: 100 kg. Währung: Francs = 0,81 *M.*

	Alter Vertrag	Neuer Vertrag
Bleche:		
Bleche od. Platten, getrieben oder rund	1,—	2,—
oder nach der Schablone geschnitten	4,—	
Bleche od. Platten, gefirnißt, lackiert oder bronziert ..	4,—	3,—
Weißblech (verzinntes Eisenblech), nicht verarbeitet .	frei	
Draht:		
Draht oder Stäbe, ohne Rücksicht auf den Querschnitt von weniger als 5 mm Dicke	4,—	2,—
5 mm oder mehr	4,—	1,—
Draht, verkupfert, vernickelt, verzinnt, verbleit oder verzinkt	4,—	3,—

	Alter Vertrag	Neuer Vertrag
Röhren:		
Säulen, röhrenförmige, mit Ausnahme derjenigen zur Wohnungsausstattung od. zum Gartenschmuck	4,—	2,—
Mit Kupfer überzog. Rohre und Röhren, durch Walzverfahren hergestellt, bei denen das Eisen oder der Stahl dem Gewicht nach vorherrscht	4,—	3,—
Stabeisen:		
Eisen, geschmiedet od. warm gewalzt, in Stangen und Stahl in Stangen, ohne Rücksicht auf die Form und die Herstellungsart (mit Ausnahme der Schienen), vorausgesetzt, daß keine andere Bearbeitung als Hämmern od. warmes Walzen irgendw. Art stattgefunden hat, einschl. der mit dem Dampfhammer einfach vorgearbeiteten nicht polierten Wellbäume und der durch warmes Walzen gemusterten nicht polierten Stangen	1,—	1,—
Träger, einfach gewalzt, auch gelocht, aber nicht gebogen	1,—	1,—

Italien.

Einheit: 100 kg. Währung: Lire = 0,81 ℳ.

	Alter Vertrag	Neuer Vertrag
Schienen:		
Eisenbahnschienen, eiserne und stählerne	6,—	
Bleche:		
Schmiedeeisen und Stahl, gewalzt: in Blechen in der Stärke von:		
1. 4 mm und darüber ...	7,—	7,—
2. weniger als 4 und mehr als $1\frac{1}{2}$ mm	10,—	10,—
3. $1\frac{1}{2}$ mm oder weniger	12,—	12,—
Eisenblech, verzinkt, verbleit oder galvanisiert:		
a) mehr als $1\frac{1}{2}$ mm stark		
1. einfaches	13,—	
2. versch. einf. Arbeiten	19,—	
3. Arbeiten in Verbindung m. and. Mater.	23,—	
b) $1\frac{1}{2}$ mm od. weniger stark		
1. wie oben	15,—	
2. wie oben	21,—	
3. wie oben	25,—	
Eisenblech, verzinnt, verkupfert od. auch oxydiert		
a) mehr als $1\frac{1}{2}$ mm stark:		
1. wie oben	14,—	
2. wie oben	20,—	
3. wie oben	24,—	
b) $1\frac{1}{2}$ mm od. weniger stark		
1. wie oben	18,—	
2. wie oben	22,—	
3. wie oben	26,—	
Draht:		
Schmiedeeisen und Stahl, zu Draht gezogen:		
1. mit einem Durchmesser von 5 mm od. weniger, aber mehr als $1\frac{1}{2}$ mm	11,—	11,—
2. mit einem Durchmesser von $1\frac{1}{2}$ mm od. weniger	15,—	15,—
Stahl, gehärteteter: Draht	15,—	
Röhren:		
Schmiedeeisen und Stahl, in Röhren aus Blech in der Stärke von:		
a) 4 mm und darüber ...	12,—	12,—
b) weniger als 4 und mehr als $1\frac{1}{2}$ mm	14,—	14,—
c) $1\frac{1}{2}$ mm oder weniger	17,—	17,—
Stabeisen:		
Schmiedeeisen und Stahl, gewalzt, gehämmert, in geformten Stäben, Stangen oder Barren von jedem Querschnitte:		
1. im Querschnitt mit keinem Durchm. der Seitenlänge von 7 mm oder weniger	6,50	6,—
2. 7—5 mm	7,50	7,—
3. 5 mm oder weniger ...	9,—	9,—

Frankreich.

Einheit: 100 kg. Währung: Francs = 0,81 ℳ.

	Generaltarif	Minim.-tarif
Schienen:		
Eisen- und Stahlschienen..	7,—	6,—
Bleche:		
Bleche, gewalzt od. gehämmert, ebene, von mehr als 1 mm Dicke: unbeschnitten	7,50	7,—
in belieb. Form beschnitten	8,—	7,50
Dünne Bleche und Schwarzbleche, ebene, von mehr als 0,6—1 mm Dicke unbeschnitten	10,—	9,—
in belieb. Form beschnitten	11,—	10,—
0,6 mm oder weniger, unbeschnitten	11,—	10,—
0,6 mm oder weniger in belieb. Form beschnitten	12,—	11,—
Verzinnt (Weißblech), verkupfert, verbleit, verzinkt von mehr als 0,6 mm Dicke	14,—	12,—
von 0,6 mm Dicke oder weniger	15,—	13,—
Formeisen:		
Stabeisen, Winkel- und T-Eisen	6,—	5,—
Draht:		
Eisen- oder Stahldraht, gleichviel ob verzinnt, verkupfert, verzinkt od galvanisiert oder nicht von mehr als 2 mm Durchm.	8,—	7,—
mehr als 1—2 mm einschl. Durchm.	11,—	10,—
0,5 bis 1 mm einschl.	13,—	12,—
weniger als 0,5 mm	22,—	20,—
Röhren:		
Röhren aus Eisen od. Stahl: nicht geschweißte, mit innerem Durchm. von 9 mm und mehr	12,—	9,—
weniger als 9 mm	21,—	14,—
einfach zusammengeschweißte, mit innerem Durchm. von 9 mm und darüber	13,—	10,—
weniger als 9 mm	24,—	18,—
übereinandergeschweißte, od. aufgezogene (doublés)	24,—	18,—
Röhrenverbindungsstücke jeder Art	24,—	18,—
gezog., od. oh. Schweißung, mit innerem Durchmesser von 10 mm u. mehr aus Weichstahl	50,—	40,—
aus Guß und gehärtetem Stahl	100,—	80,—
Stabeisen:		
Stabeisen, Winkel- und T-Eisen usw.	6,—	5,—

Schweden.

Einheit: Kilogramm. Währung: Krone = 1,125 ℳ.

		Zollsatz
Schienen:		
Eisenbahnschienen, mehr oder weniger bearb. 1 kg		frei
Bleche:		
Gewalzte od. geschmiedete Platten und Bleche, auch wenn sie geschnitten, gebogen und mit Löchern oder umgebogenen Rändern versehen sind: nicht abgeschliffen od. unpoliert u. ohne Überzug von anderen Metallen od. andere, auf denselben angebrachte Flächenbedeckung:		
3 mm Dicke und mehr	100 kg	3,—
von geringerer Dicke	100 kg	4,—
abgeschliffen, poliert, bemalt, gefirnißt, lackiert, emailliert, verzinkt oder mit andern unedlen Metallen außer Zinn überzog.:		
von 1/4 mm Dicke u. mehr	100 kg	6,—
von geringerer Dicke		frei
mit reinem oder bleihaltigem Zinn überzogen		frei

		Zollsatz
Formeisen:		
Balken-, Eck- und anderes, mit Eisenbahnschienen nicht vergleichbares sog. Fassoneisen		
20 kg od. mehr p. Meter		frei
geringer. Gewicht p. Meter	100 kg	2,50
Stabeisen:		
Gewalzte oder geschmiedete Stangen, ohne Rücksicht auf die Größe und Form des Durchschnitts, sowie Schienennägel	100 kg	2,50
Röhren:		
Röhren oder Röhrenteile:		
gegossene, mit einem inneren Durchm. von mehr als 15 cm		frei
mit einem inneren Durchmesser von 15 cm oder weniger................	100 kg	1,50
geschmiedet, gewalzt od. gezogen................	100 kg	4,—
Draht:		
Draht von 1,5 Durchmesser und mehr..............	100 kg	4,—
von geringerem Durchm...	100 kg	8,—

Spanien.

Einheit: 100 kg. Währung: Peseta = 0,81 M.

	Zollsätze: Tarif I	Zollsätze: Tarif II	Art der Verzollung
Schienen:			
Eisenbahnschienen aus Schmiedeeisen und Stahl	7,20	6,—	netto
Bleche:			
Schmiedeeisen und Stahl in Blechen von 3 mm Dicke			
und mehr	12,85	10,70	"
weniger als 3 mm	15,60	13,—	"
kalt geglättete Platten (pulimentadas en frio) und Wellbleche od. gelochte Bleche, galvanisiert od. nicht ...	19,20	16,—	"
Weißblech, unverarbeitet	24,—	20,—	"
Formeisen:			
Schmiedeeisen und Stahl in großen Stücken, welche aus Stangen oder aus durch Verbandstücke od. Schrauben aneinander befestigten Stangen u. Blechen zusammengesetzt sind, für Brücken usw..	20,40	17,—	netto
Stabeisen:			
Schmiedeeisen und Stahl in Stangen jeder Art........	11,40	9,50	
Röhren:			
Röhren jeder Art (Schmiedeeisen u. Stahl) mit Einschl. der galvanisierten u. der mit Messingblech überzogenen	26,—	24,—	
Draht:			
Draht (Schmiedeeisen und Stahl) von 0,43—10 mm .	14,40	12,—	
Desgl., von 0,43 bis 0,03 mm	19,20	16,—	
Draht zu Kabeln, Stacheldraht	22,50	18,75	
Desgl. zu Möbelsprungfedern, Drahtstiften und ähnlichen Waren verarbeitet.......	22,50	18,75	

Für Deutschland kommt Tarif II in Frage.

Vereinigte Staaten von Amerika.

	Einheit	Zollsatz Cts.	Wertzoll %
Schienen:			
T-Schienen, gelochte eiserne u. stählerne Flachschienen	Pfd.	7/20	
Bleche:			
Kesselbleche u. and. Platten aus Eisen oder Stahl, mit Ausnahme von Tiegelgußstahlplatten und der besonders benannten Sägeblätter, nicht dünner als No. 10 Drahtmaß: beschnitten od. nicht, Eisen- u. Stahlrinnen, beschnitten oder gewalzt: im Werte bis zu 1 Cent per Pfd. ..	Pfd.	5/10	
über 1 Cent u. nicht über 2 Cent per Pfd.	"	6/10	
über 2—4 Cents		1	
" 4 Cents			25
Eisen- und Stahlblech, gewöhnliches od. schwarzes, von jeder Dimension, sowie Eisen- od. Stahlplatinen, im Werte von 3 Cents per Pfd. oder weniger, dünner als No. 10 u. nicht dünner als No. 20 Drahtmaß	Pfd.	7/10	
dünner als No. 20 u. nicht dünner als No. 25 Drahtmaß	"	8/10	
dünner als No. 25 und nicht dünner als No. 32..	"	1 1/10	
dünner als No. 32	"	1 2/10	
gerieft oder gewellt.....	"	1 1/10	
Eisen- od. Stahlbl., poliert, gegl. od. blank gem. all. Art	"	2	
Weißblech	"	1 1/2	
Streifen, Platten od. Bleche aus Eisen od. Stahl, beliebige Form, nicht poliert, geglätt. od. blank gemacht	"	1	
Formeisen:			
Träger, Decken- und Querbalken, Winkeleisen, Hohlrinnen, auch solche für Waggons, Doppel-T-Eisen, Säulen und Pfeiler, sowie Teile und Abschnitte von solchen; Deckbalken, Konstruktionseisen und alles andere als Baumaterial verwendbare Eisen oder Stahl, einfach, gelocht, oder gebrauchsfertig	Pfd.	5/10	

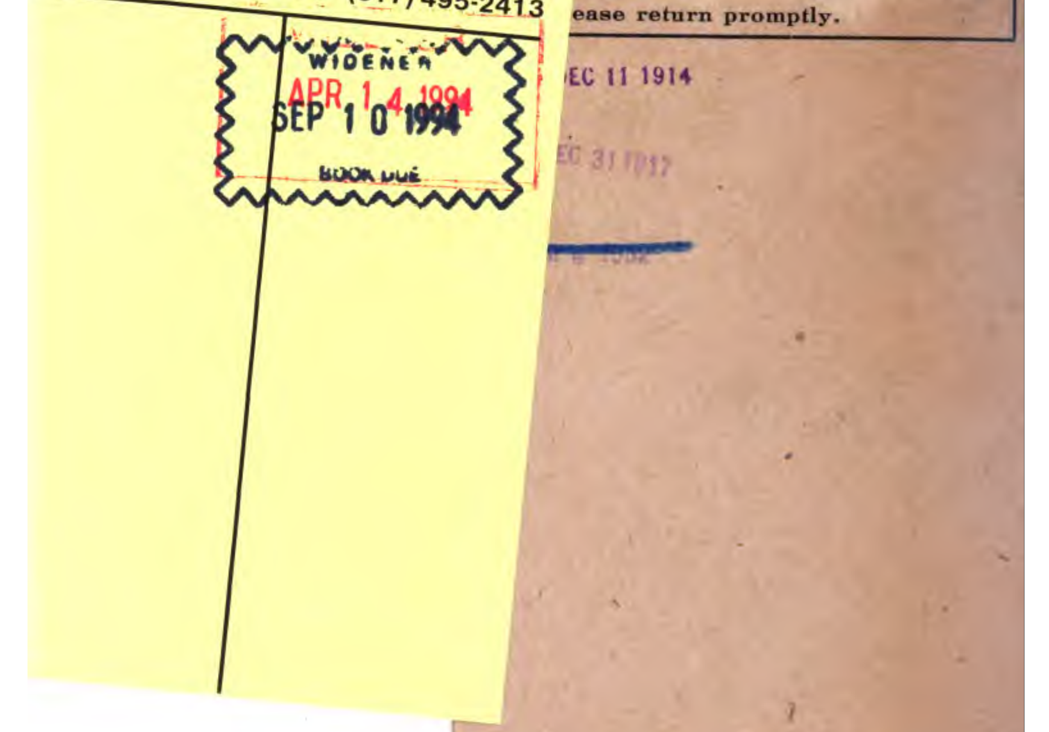
	Einheit	Zollsatz Cts.	Wertzoll %
Draht:			
Drahtstäbe: Nieten-, Schrauben-, Zaun- und andere Eisen- u. Stahldrahtstäbe, rund, oval, flach, vierkantig od. in anderer Form, ferner Nageldraht in Rollen od. anders: im Werte bis 4 Cents per Pfd.	Pfd.	4/10	
über 4 Cents	"	3/4	
Alle Eisen- und Stahldrahtstäbe, die getempert od. sonstwie behandelt oder teilweise vorgearb. sind, entrichten einen Zuschlag von....................	"	1/2	
Eisen- und Stahldraht, von rundem Querschnitt:			
nicht dünner als No. 13.	"	1 1/4	
dünner als No. 13—16...	"	1 1/2	
dünner als No. 16	"	2	
Solcher Draht im Werte von mehr als 4 Cents per Pfd.	"		40
Eisen-, Stahl- und anderer Draht, nicht besonders benannt, im Werte von mehr als 4 Cents per Pfd.....	"		45
Eisen- und Stahldraht, überzogen mit Zink, Zinn od. einem anderen Metall, entrichtet außer dem Zoll für den Draht, aus dem er verfertigt ist, einen Zuschlag von....................		2/10	
Röhren:			
Gußeiserne Röhren aller Art	Pfd.	4/10	
Stabeisen:			
Stabeisen, Quadrateisen, gewalzt oder geschmiedet, einschl. Flacheisen von nicht weniger als 1 Zoll Breite und 3/8 Zoll Dicke, Rundeisen von mindestens 7/16 Zoll Durchmesser....	Pfd.	6/10	
Rundeisen in Bünden od. Stäben im Durchm. von weniger als 7/16 Zoll, Stab- od. Fassoneisen, gewalzt oder geschmiedet, nicht besonders genannt......	"	8/10	
Alles Stabeisen, welches mit Holzkohlenfeuer hergestellt	Tonne	Doll. 12	

Kanada.

	Einheit	Zollsatz Cts.	Wertzoll %
Schienen:			
(Für Deutschland.)		Doll.	
Der allgemeine Zoll beträgt		7.—	
hinzu 33,33 %		2,33	
bei Berücksichtigung der Dumpingklausel sind im Höchstfalle weitere 50 % zuzuschlagen		4,67	
Maximalzoll	Doll.	14.—	
Bleche:			
Eisen- oder Stahlblech, gewalzt, Kaliber 17 u. dünner, Canadaplatten, Russischeisen, flaches galvanisiertes Eisen- od. Stahlblech, Terneplatten u. gewalzte, mit Zink, Spiauter oder sonstigem Metall überzogene Eisen- und Stahlbleche beliebiger Breite und Dicke			5
Formeisen:			
Gewalztes Winkeleisen od. Stahl, T-Profile, Träger, Rinnen, Balken, Unterzüge und andere gewalzte Formate oder Profile, welche weniger als 35 Pfd. per lauf. Yard wiegen, nicht ausgeschlagen, nicht gelocht od. über das Walzen hinaus bearbeitet	Tonne	Doll. 7,—	
Gewalztes Winkeleisen od. Stahl, T-Profile, Sternprofile u. andere gewalzte Formate oder gewalzte Durchzugs-, Brücken-, Bau- od. Konstruktionsformate od. Profile, nicht gelocht, nicht gebohrt od. über das Walzen hinaus bearbeitet.............			10

	Einheit	Zollsatz Cts.	Wertzoll %
Draht:			
Drahtstifte jeder Art	Pfd.	3/5	
Stacheldraht und galvanis. Draht zu Einfriedigungen No. 9, 12 u. 13 Drahtmaß		frei	
Stacheldrahtgitter, geflochtene Drahtgitter u. Drahtgitter aus Eisen u. Stacheldraht			15
Draht, ein- und mehrfach, mit Baumwolle, Leinen, Seide einschl. überzogene Kabel			30
Draht aus Metall jed. Art			20
Röhren:			
Röhren, gußeiserne	Tonne	Doll. 8,—	
Siederöhren aus Schmiedeeisen od. Stahl einschl. Feuerzüge und gewellte Röhren für Schiffskessel..	"		5
Röhren aus Walzstahl, nahtlos, nicht aneinander- od. übereinandergeschweißt, nicht über 1 ½ Zoll im Durchm. und nahtlose Stahlröhren für Fahrräder	"		10
Eisen- und Stahlröhren, andere, glatt od. galvanisiert, genietet, gewellt od. sonstwie bearbeitet..	"		30
Stabeisen:			
Eisen od. Stahl in Stäben, gewalzt, in Kränzen, Stäben, Barren od. Bünden einschl. des runden, ovalen, viereckigen und flachen, gewalzte Profile, gewalztes Reifen-, Band-, Well- od. Streifeneisen bezw. Stahl 8 Zoll oder weniger breit, Kaliber No. 18 u. gröber	"	Doll. 7,—	


3 2044 021 209 283


THE BORROWER WILL BE CHARGED AN OVERDUE FEE IF THIS BOOK IS NOT RETURNED TO THE LIBRARY ON OR BEFORE THE LAST DATE STAMPED BELOW. NON-RECEIPT OF OVERDUE NOTICES DOES NOT EXEMPT THE BORROWER FROM OVERDUE FEES.
Harvard College Widener Library
Cambridge, MA 02138 (617) 495-2413
WIDENER
APR 14 1994
SEP 10 1994
BOOK DUE
s book should be returned to
brary on the last date stamped
fine of five cents a day is incurred
taining it beyond the specified
ease return promptly.
EC 11 1914